

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA**



**RECUPERACION DE DISEMINADOS POR
EL METODO DE SUBLEVEL STOPING**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:
ALEXIS OMAR DIAZ ORELLANA**

2008

RECUPERACION DE DISEMINADOS MEDIANTE EL METODO SUB LEVEL STOPING

CONTENIDO

1. RESUMEN EJECUTIVO

2. CARACTERISTICAS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA

2.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

2.2 GEOMORFOLOGIA Y CLIMA

2.3 HISTORIA

3. GEOLOGIA GENERAL

3.1 MINERALOGIA Y TIPO DE ALTERACION

3.2 ANTECEDENTES

3.3 FORMACION Y MIEMBROS GEOLOGICOS

3.3.1 Formación Casapalca

3.3.2 Formación Carlos Francisco

3.3.3 Formación Bellavista

3.3.4 Formación Rio Blanco

3.4 CONTROL ESTRUCTURAL

3.4.1 Lineamientos estructurales

3.4.2 Depósitos de reemplazamiento

3.5 CUERPOS Y VETAS MÁS IMPORTANTES

4. INGENIERIA Y DISEÑO

4.1 DETALLES PREVIOS AL DISEÑO

4.2 LABORES DE PREPARACION Y DESARROLLO

5. CICLO DE MINADO

5.1 PERFORACION

- 5.1.1 Calculo de Burden y Espaciamiento
- 5.1.2 Selección del equipo de perforación
- 5.1.3 Selección del varillaje de perforación
- 5.1.4 Procedimiento para el marcado de las mallas de perforación
- 5.1.5 Desviación
 - 5.1.5.1 Causas de la desviación de taladros

5.2 VOLADURA

- 5.2.1 Distribución de carga
- 5.2.2 Diseño de carga para taladros en abanico

5.3 LIMPIEZA Y ACARREO

- 5.3.1 Programación de equipos
- 5.3.2 Costo de utilización de equipos

6. SERVICIOS MINA

6.1 RELLENO

6.2 VENTILACION

7. PLANTA

7.1 CHANCADO

7.2 MOLIENDA

- 7.2.1 Molienda primaria
- 7.2.2 Clasificación primaria y molienda secundaria

7.3 FLOTACION

- 7.3.1 Flotación Bulk
- 7.3.2 Flotación Zinc

7.4 ELIMINACION DE AGUA

7.5 ESPESAMIENTO Y FILTRADO DE CONCENTRADO BULK

7.6 ESPESAMIENTO Y FILTRADO DE CONCENTRADO ZINC

7.7 CANCHA DE RELAVES

7.8 RELAVERA DE CHINCHAN

8. TRATAMIENTO DE EFLUENTES

8.1 ACIDO DE MINA EN DRENAJE DE LABORES MINERAS

8.2 FUENTES DE DRENAJE ACIDO DE MINA

8.3 DRENAJE DE LAS AGUAS DE MINA EN MINERA YAULIYACU

8.4 PROYECTOS DE MEJORA

9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

ANEXOS

BIBLIOGRAFIA

1. RESUMEN EJECUTIVO

La explotación de un yacimiento debe realizarse al menor costo posible debido a que tanto el costo de acceso, desarrollos y preparación propios del método de explotación son elevados. Intervienen además en las condiciones económicas el sistema de extracción, el tratamiento o procesamiento del mineral, inversiones en equipos, materiales y otros.

Las condiciones presente y futuro del mercado permiten determinar si un yacimiento de ciertas características Geológicas y físicas es explotable o no. También puede ser factor determinante el ritmo de explotación o el grado de selectividad alcanzable.

Hay una tendencia importante que lleva a explorar yacimientos de leyes cada vez más bajas, debido principalmente a dos causas:

- . El agotamiento de los yacimientos de leyes altas.
- . La necesidad del abastecimiento constante del mercado.

Para solucionar estos problemas se recurre a dos alternativas:

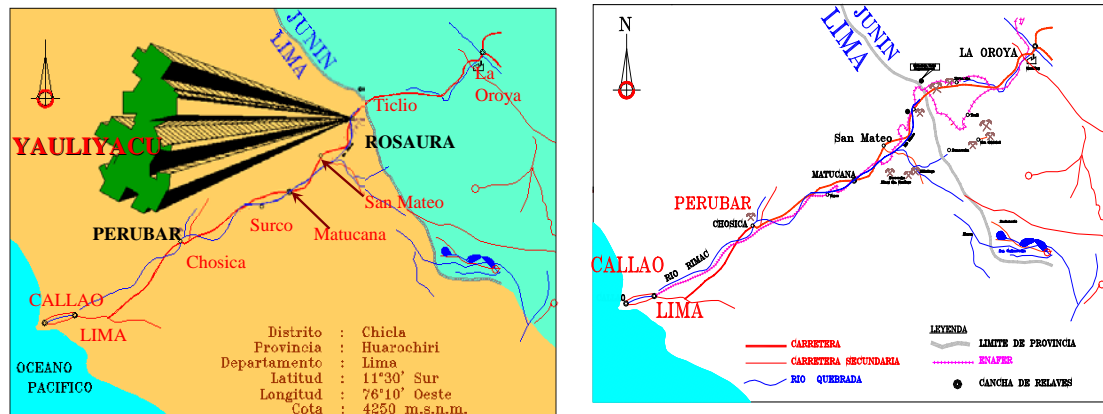
- . Seleccionar en el interior del yacimiento las zonas más ricas, lo que nos lleva a los métodos selectivos.
- . Explotar grandes masas de baja ley, con costos también bajos debido al gran tonelaje; esto nos lleva a los métodos mecanizados.

La unidad Minera Yauliyacu, cuenta con importantes reservas de mineral diseminado en las cajas de las vetas principales ya explotadas, por este motivo se define recuperarse dichas reservas aplicando el método de Sublevel Stopping el cual es un método de minado que proporciona mayor tonelaje a un costo de minado bajo. A inicios de la privatización de esta unidad estos diseminados ya se explotaban mediante el Corte y Relleno convencional, pero con la aplicación de este método se ha logrado explotar mineral con mayor productividad y a mayor volumen.

El método sub level stopping aplicado a la recuperación de diseminados ha permitido sacar bloques mineralizados que con otros métodos de explotación ya no serían económicamente rentables, además de ser un método mas seguro.

2. CARACTERISTICAS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA

2.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD



La Mina Yauliyacu se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los andes, entre las coordenadas 11° 30 Latitud Sur y 76° 10 Latitud Oeste, a una altura promedio de 4,250 m.s.n.m. Se llega por carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima – Casapalca de la carretera Central, con una distancia aproximada de 129 Km. en un tiempo aproximado de recorrido de tres horas.

2.2 GEOMORFOLOGIA Y CLIMA

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la Cordillera Occidental Andina, muestra un relieve relativamente empinada, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glaciar mostrándose en cotas muy elevadas presencia de nieve perpetua. El afluente principal de la zona representa el río Rímac surca de este a oeste drenando dentriticamente hacia el Océano Pacífico.

En la zona minera se aprecian dos estaciones bien definidas:

La temporada de lluvias comprendidas entre los meses de enero y marzo caracterizada por fuertes precipitaciones con una temperatura de 10° y disminuyendo esta a 0°.

2.3 HISTORIA

La extracción de mineral del área de Casapalca empieza en la época colonial. En ese tiempo, la explotación de minerales estaba limitada por la fácil accesibilidad de las áreas de superficie. Al final del siglo XIX, la compañía Backus & Johnston empezó la exploración, desarrollo y explotación de las estructuras mineralizadas en este distrito minero. En 1,921, la Compañía Cerro de Pasco adquiere la mayoría de los derechos mineros que en el día de hoy forman las propiedades de Yauliyacu. También, esta compañía construyó el Túnel Graton, cuya longitud es de 11.75 km.

En Enero de 1,974, Centromin Perú, compañía estatal, adquiere las propiedades de Cerro de Pasco, ellos desarrollaron el incremento de la producción a 64,000 Toneladas por mes. También dicha compañía conectó la mina con el Túnel Graton que se encuentra en la cota 3,251 m.s.n.m., de tal forma que este drena el agua de la mina, y además agrega un circuito de ventilación.

En Mayo de 1,997, la mina fue comprada por Empresa Minera Yauliyacu S.A. iniciando un proceso de mejoras en diversos aspectos.

Características generales de la Empresa (y/o Unidad Minera)

Productos que elabora y mercado que abastece

Procesos y operaciones principales

Edificios e instalaciones

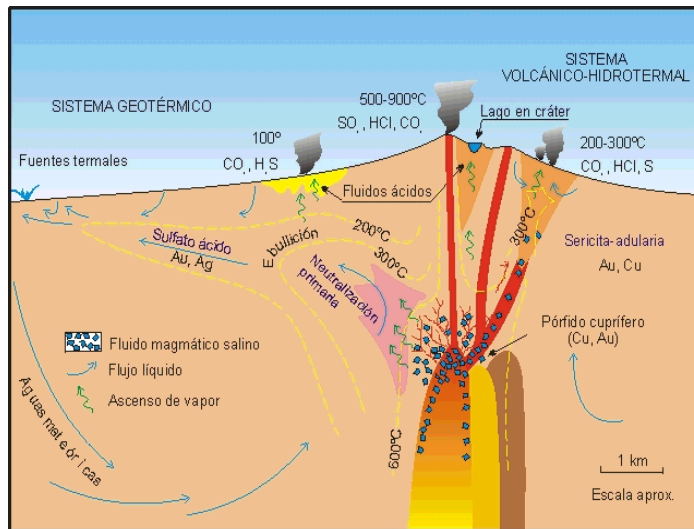
Organización y recursos humanos

Materia prima que consume y su procedencia

Maquinaria y equipos empelados

Geología del depósito

3 GEOLOGIA GENERAL



3.1 MINERALOGIA Y TIPO DE ALTERACION

La mina Yauliyacu es productora de Zinc, Plomo, Plata y cantidades menores de Cobre, la mineralogía es constituida por Esfalerita, Galena, Tetrahedrita y Calcopirita como minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados principalmente por Pirita, Calcita y Cuarzo.

La alteración hidrotermal de las rocas encajonadas es silicificación, piritización, sericitación en zonas aledañas a las vetas y propilitización a ciertas distancias de ellas.

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en:

Vetas que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. de los cuales 4.0 km. han sido ya explorados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampame de 2,000 m. Las vetas son angostas, generalmente menores a 1.00 metro de ancho.

Cuerpos- pueden ser de tres tipos:

Stockwork y disseminaciones laterales a las vetas;

Vetillas y disseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y Conglomerados;

Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado.

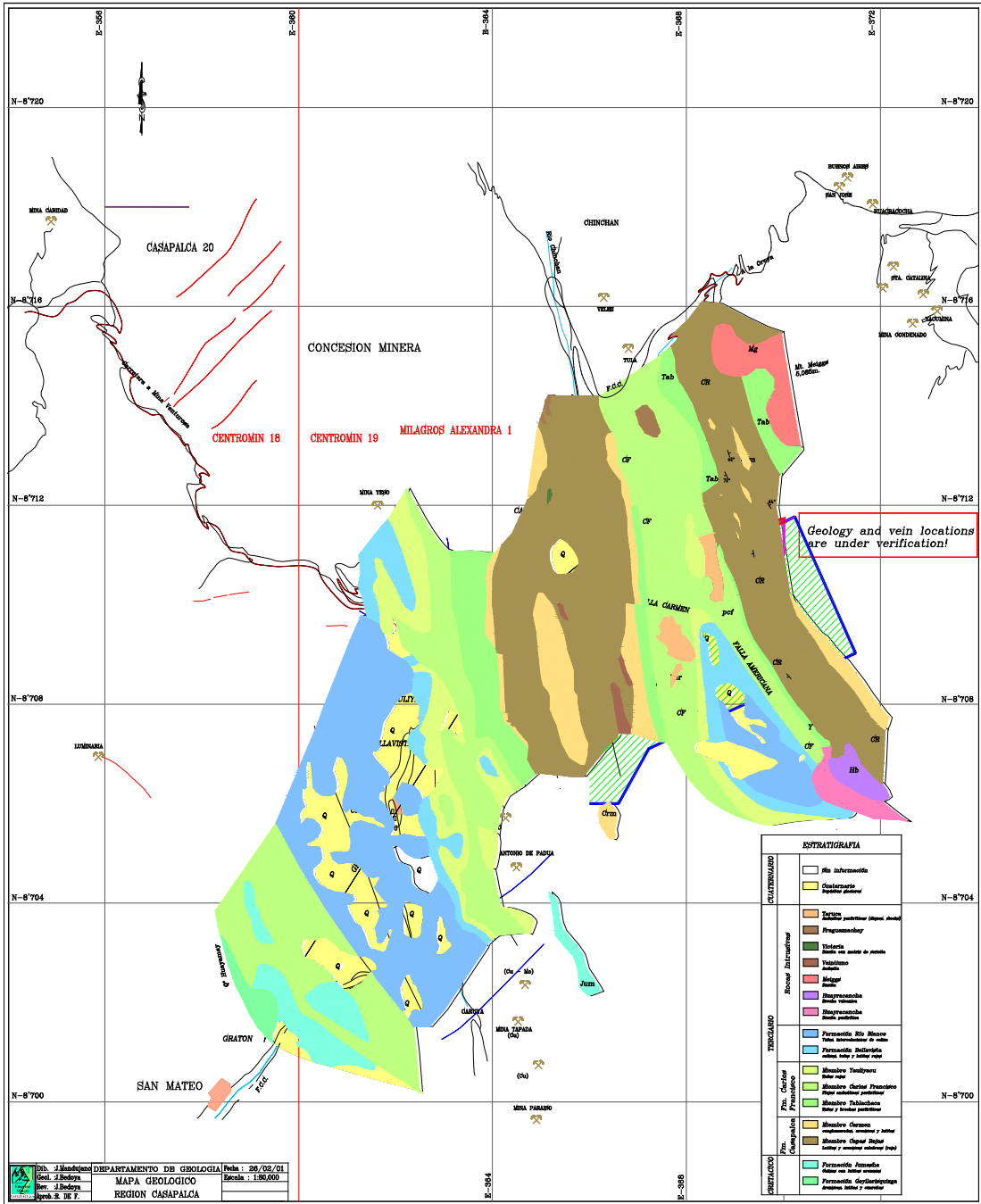
La mineralización está en todos los tipos de rocas: en limonitas del miembro Capas Rojas, en conglomerados del miembro Carmen, Tufos del miembro Tablachaca, Andesitas del miembro Volcánicos Carlos Francisco y Calizas de la formación Bellavista. Las vetas tienen un rumbo que varía de N 30° E y N 80° E con buzamientos que oscilan de 60° a 80° NO.

3.2 ANTECEDENTES

En superficie las estructuras se extienden hasta una longitud aproximada de 5.00 Km., de los cuales 4.00 Km. ya fueron explorados en subsuelo se conoce que la mineralización llega hasta una profundidad de 1,600m. las vetas son generalmente estructuras angostas con disseminaciones en las cajas.


















La veta M y C es de tipo fractura abierta tipo cizalla, con ramales de veta tipo lazos cimoides y echelon. La potencia varía de la zona central hacia los extremos laterales. En la zona central e inferior, la veta presenta su mayor potencia (0.70-1.50m.), mientras que hacia los extremos y superior la potencia baja considerablemente de 0.15 a 0.25m. Comúnmente es cortada por fallas anteriores y posteriores a la mineralización.

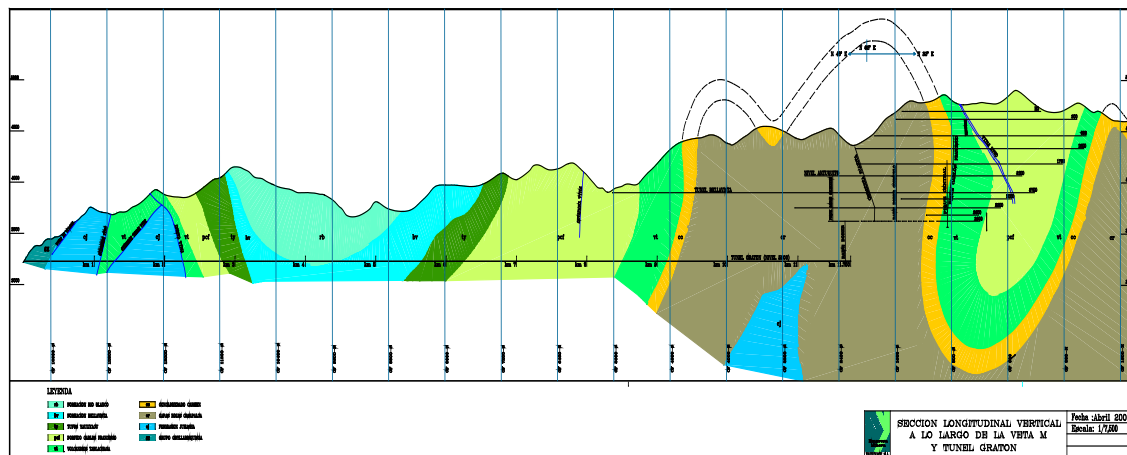
La veta C, ha sido parcialmente explorada en el nivel 3240 (5200) túnel Gratón en tramos cortos durante los años 1969 y 1970. La mineralización por debajo del nivel 3650(3900), indica que continúa con valores económicos, especialmente en contenido de Ag y Zn.



Dpto. J. Mandujano DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA Fecha: 28/09/01
 Cnel. J. Badoya MAPA GEOLOGICO Escala: 1:50,000
 Bco. J. Badoya REGION CASAPALCA
 Ing. R. DE F.

ESTRATIGRAFIA	
POLITERMINADO	Ala inferocretácica
	Concretiones de arena
Rocas intrusivas	Tarapacá (granito)
	Proterozoico
	Victoria (granito)
	Victoria (granito)
	Victoria (granito)
	Victoria (granito)
Terciario	Formación Río Blanco
	Formación La Alameda
	Formación La Alameda
Cuaternario	Miembro Yumbura
	Miembro Cerro Frías
	Miembro Cerro Frías
	Miembro Cerro Frías
Cuaternario	Miembro Cerro Frías
	Miembro Cerro Frías
	Miembro Cerro Frías
Cuaternario	Miembro Cerro Frías
	Miembro Cerro Frías
	Miembro Cerro Frías

		ESTRATIGRAFIA	SIMBOLOS	
CUATERNARIO		<div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px;"></div> <div>Sin información</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: yellow; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Q</div> <div>Cuaternario Depósitos glaciares</div> </div>	 Rumbo y buzamiento de estratos  Estratos invertidos  Estratos verticales	
	Terciario	Rocas Intrusivas	<div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: orange; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Tar</div> <div>Taruca Andesitas porfíricas (diques, stocks)</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: brown; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Frg</div> <div>Fraguamachay</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: olive; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Vc</div> <div>Victoria Diorita con matriz de sericita</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: darkred; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Vu</div> <div>Veintiuno Andesita</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: red; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Mg</div> <div>Meiggs Diorita</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: purple; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Hb</div> <div>Huayracancha Brecha volcanica</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: pink; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Hd</div> <div>Huayracancha Diorita porfírica</div> </div>	 Estratos horizontales  Contacto geológico observado  Contacto geológico inferido
			<div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: blue; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Rb</div> <div>Formación Río Blanco Tufos, intercalaciones de caliza</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: lightblue; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Bv</div> <div>Formación Bellavista calizas, tufos y lutitas rojas</div> </div>	 Falla  Falla inferido  Falla normal  Falla inversa
			<div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: lightblue; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">60°</div> <div>Falla y buzamiento</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: lightblue; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">80°</div> <div>Falla de rumbo</div> </div>	 Eje de anticlinal  Eje de sinclinal  Buzamiento del eje
			<div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: yellow; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Y</div> <div>Miembro Yauliyacu Tufos rojos</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: yellow; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">CF</div> <div>Miembro Carlos Francisco Flujos andesíticos porfíricos</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: yellow; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Tab</div> <div>Miembro Tablachaca Tufos y brechas porfíricas</div> </div>	 Mina en actividad  Mina abandonado
			<div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: brown; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Crm</div> <div>Miembro Carmen conglomerados, areniscas y lutitas</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: brown; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">CR</div> <div>Miembro Capas Rojas Lutitas y areniscas calcáreas (rojo)</div> </div>	 Señal geodésica  Cota
CRETACICO			<div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: green; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Jum</div> <div>Formación Jumasha Calizas con lutitas arenosas</div> </div> <div style="display: flex; align-items: center; margin-bottom: 5px;"> <div style="background-color: green; border: 1px solid black; width: 20px; height: 10px; margin-right: 5px; display: flex; align-items: center; justify-content: center; font-size: 8px;">Goy</div> <div>Formación Goyllarisquizga Areniscas, lutitas y cuarcitas</div> </div>	



3.3 FORMACIONES Y MIEMBROS GEOLOGICOS

3.3.1 Formación Casapalca: Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en dos miembros:

a) Miembro Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

b) Miembro Carmen: Sobre yaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y conglomerados volcánicos con una potencia que varía de 80 a 200m. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

3.3.2 Formación Carlos Francisco: Se encuentra sobre las rocas sedimentarias y se constituye en una potente serie de rocas volcánicas. Esta ha sido dividida en tres miembros:

A.-Miembro Tablachaca: Se encuentra sobre yaciendo al miembro Carmen y se constituye en una sucesión de rocas volcánicas formadas por tufos, brechas, aglomerados y rocas porfíricas efusivas. Localmente presenta niveles de conglomerado.

B.-Miembro Carlos Francisco: Sobre el miembro Tablachaca se encuentran los volcánicos Carlos Francisco que consisten de flujos andesíticos masivos y fragmentados (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfíricos angulares generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfíricas que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldspatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

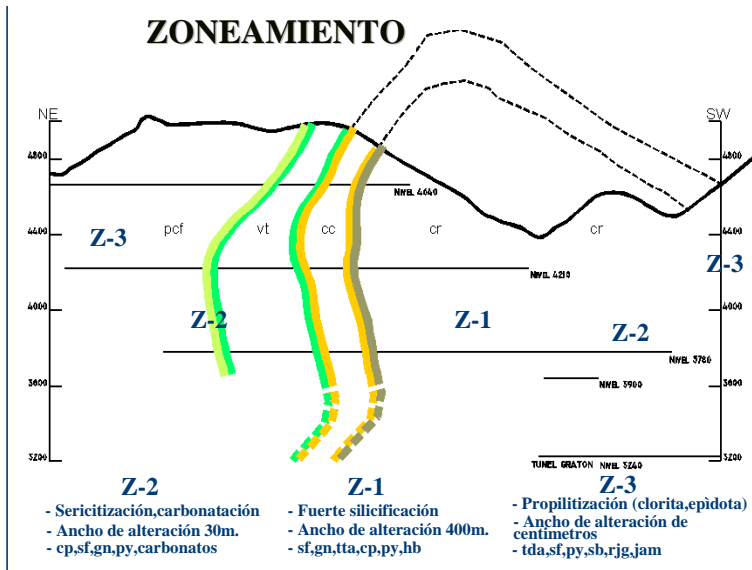
C.-Miembro Yauliyacu: Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

3.3.3 Formación Bellavista: Esta formación consiste de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

3.3.4 Formación Río Blanco: Sobre la formación Bellavista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten en tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brecha y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación.

ETAPA	I	II	III	IV
MINERALIZACION	Zn - Pb	Cu	Cu-As	Ganga
MINERALES CARACTERISTICOS	Sl - Gn - Py	CP, Py	Tnd	Cuarzo Carbonatos
% VOLUMEN	75	15	10	5
TEMPERATURA DE DEPOSITACION	~ 370°C	~ 320°C	~ 280°C	~ 200°C
Pirita	████████████████			
Esfalerita	████████████████	◆		
Galena	████████████████			
Calcopirita		████████	◆	
Tetraedrita-Tenanita		████████		
Boumonita			████████	████████
Cuarzo	████████████████			
Calcita I				████████
Dolomita				████████
Calcita II				████████
Etapa paragenetica de Rye y Sawkins 1974	Sulfuro esencial	Sulfuro Tardío Sulfosal	Post Sulfuro	

PARAGENESIS



3.4 CONTROL ESTRUCTURAL

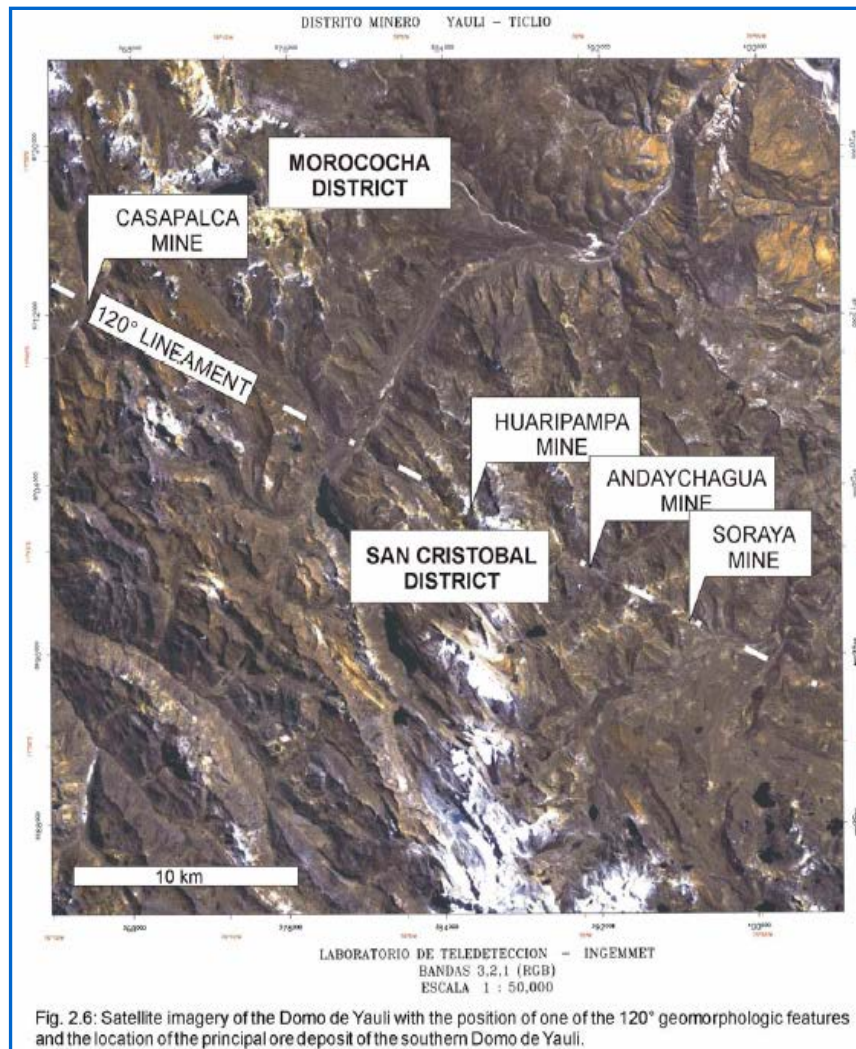


Fig. 2.6: Satellite imagery of the Domo de Yauli with the position of one of the 120° geomorphologic features and the location of the principal ore deposit of the southern Domo de Yauli.

3.4.1 LINEAMENTOS ESTRUCTURALES 120°-300°

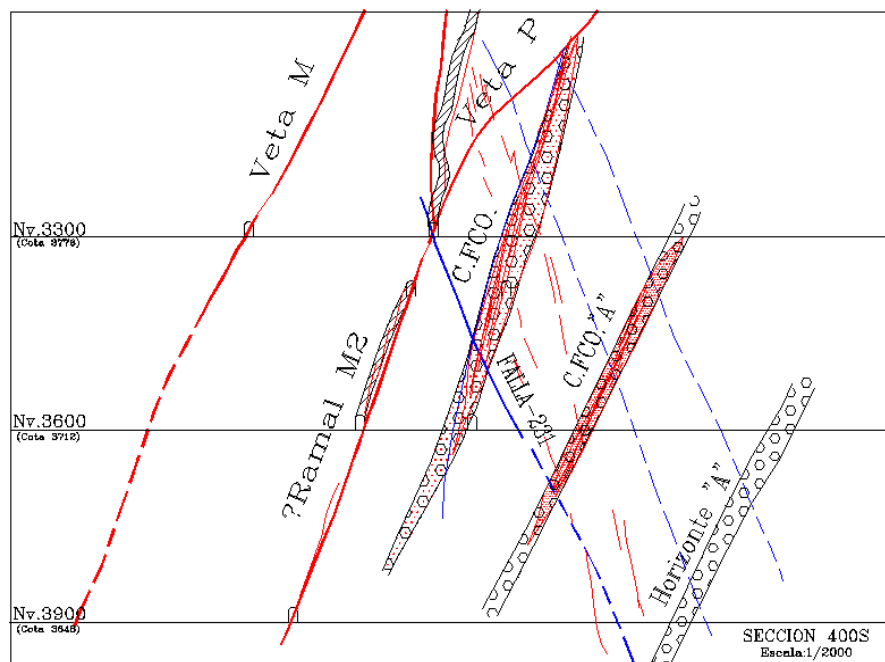
En la Cordillera andina se documentan a menudo lineamientos estructurales con una orientación 120°-300°. Se cree que éstos son la expresión superficial de un intrusivo profundo. Esta estructura puede proporcionar los cauces para los magmas y fluidos, ya que se aprecia a lo largo frecuentemente cuerpos intrusivos dentro de este lineamiento.

El emplazamiento de mineral en Yauliyacu coincide con un lineamiento de orientación similar que influye en la geomorfología del Domo de Yauli. Este mismo lineamiento continúa

20km ESE de la mina Yauliyacu, a través de las minas de Morococha, Carahuacra, San Cristobal, Andaychagua y mas allá de estas.

3.4.2 DEPOSITOS DE REEMPLAZAMIENTO

Los cuerpos de reemplazamiento en areniscas calcáreas y horizontes de conglomerado con matriz calcárea profundizan hasta el nivel 45, estos fueron explorados y explotados mediante una rampa siguiendo el contacto de Conglomerado/ Capas Rojas. Estas cuerpos tienden a ser más o menos estratiformes e irregulares. Ellos se depositan en la base del conglomerado Carmen, cerca del contacto con las Capas Rojas. El emplazamiento de los cuerpos coincide en algunas zonas con intersecciones de las vetas que cruzan las areniscas calcáreas y horizontes de conglomerado. Se observa que tanto en cuerpos y vetas tienen una composición mineralógica y sucesión paragenética similar, lo que indica que ambas son contemporáneas.



Horizontes lenticulares de conglomerados reemplazados

3.5 CUERPOS Y VETAS MÁS IMPORTANTES

Veta C

Conocida antiguamente como la veta de AGUAS CALIENTES, se ubica en la zona Sur del Sistema de Vetas de Yauliyacu y el tramo reconocido se encuentra íntegramente localizado dentro del miembro Capas Rojas de la formación Casapalca. La veta con Rumbo de N 45 E y buzamiento de 65 a 75 O, ha sido desarrollada y explotada en varios niveles.

La veta C ha sido parcialmente explorada en el nivel 3240 (5200) Túnel Graton por perforaciones diamantinas y por el desarrollo del propio túnel Graton.

La mineralización de la Veta C, ha sido formada por el relleno de una estructura de falla donde se ha colucido dos periodos de movimiento antes y después de la mineralización al Sur de las coordenadas 1200 S, la veta solamente puede ser explotada por el método de corte de relleno debido a la incompetencia de las cajas. Al norte de las coordenadas SF 1200 la veta es mas definida siendo las cajas menos fracturadas pudiéndose explotar por el método de Shirinkage. Su mineralogía esta conformada por sulfuros de cobre, plomo, zinc y plata asociados con calcita, rodocrosita, cuarzo como minerales ganga. Verticalmente y asociados a los cambios mineralógicos. Se pueden distinguir tres zonas en el plano de veta. En los niveles superiores la veta tiene mayor cantidad de plata.(Sulfoxales) También se ha observado presencia de estibina.

La zona intermedia se caracteriza por la presencia de escalerita, galena, tetraedrita, piritita y bournonita.

En los niveles inferiores la veta contiene principalmente tetraedrita, galena y esfalerita, piritita y cuarzo.

Ramal 151 C (106), Ramal 126 C (106)

Veta H

La veta H es una estructura con alto contenido de Cobre, debido a la presencia de calcopirita, Este hecho ha complicado el estudio de zonamiento de la mineralización.

La veta tiene rumbo general norte-sur con buzamiento que varía entre 80 y 85 grados al Oeste y es conocida desde el nivel 4060 (H1) hasta el nivel 4490 (800).

Mineralógicamente esta compuesta de abundante pirita, esfalerita, calcopirita con cantidades menores de galena, tetraedrita, cuarzo y calcita,

Se recomienda explorar la veta en los niveles H1, H2, 1000 y 1200.

Veta L

Tiene un rumbo de N 30 E y buzamiento que varía de 65 a 80 al NW. En la parte central de la mina, veta L, esta en la caja techo de la veta M, como un ramal de la misma que va perdiendo continuidad en las Capas Rojas muy cerca de la unión de la veta H. Esta veta es una estructura del tipo de fractura abierta, rellenada de forma irregular y discontinua, por lo que a veces se presenta de una forma muy delgada. Es atravesada por pequeñas fallas y también por la gran falla, siendo su desplazamiento casi nulo o pequeño, generalmente hacia el oeste, hasta una longitud de 3 a 5 m.

La mena lo constituyen la esfalerita, tetraedrita, galena y calcopirita. La ganga esta formada por cuarzo y calcita, aumentando la cantidad de carbonatos en el norte.

Las rocas encajonantes se hallan salificadas, sericitizadas, caolinizadas y piritizadas disminuyendo la alteración hacia el norte. En la parte central de la mina se hallan alteradas en una potencia de 30 m de la veta; en cambio a 2 Km. al norte la potencia de alteración es de 0.70 m de la veta.

Ramal L1, Ramal 256-L, Ramal 260-L, Ramal 305-L.

Veta Rayo

La veta Rayo, es un filón que aflora en la quebrada del Carmen y la quebrada de Corina es un extensión superficial de 3200 metros y su extensión vertical es aproximadamente de 1500 metros.

La veta Rayo es una estructura filoneana hidrotermal con rumbo de N32E y buzamiento de 60 NW.

Data histórica y actual determina la veta Rayo como un filón principal, del sistema NE-SW, igual que la veta L, de la cual dista 550m hacia la caja techo. Atraviesa toda la columna estratigráfica terciaria del distrito, es decir las formaciones Casapalca y San Francisco.

Veta M

La veta M es una estructura principal del sistema de vetas de la mina Yauliyacu. LA veta M tiene un rumbo de N 30 E y buzamiento que varia entre 65 y 75 NO, se le ha desarrollado por mas de 2300m horizontalmente y aproximadamente 1300m en la vertical. En esta extensión, atraviesa los diferentes tipos de roca sedimentaria y volcánica que se tiene en la mina. El estudio geológico de este hecho revelo dos cosas importantes:

La mineralización no sufre, aparentemente ninguna variación en los diferentes tipos de roca que atraviesa, pero si existe variación en la naturaleza de la fractura. El rumbo de la veta sufre variación, cuando pasa de un tipo de roca a otro.

La veta M es esencialmente un tipo de fractura abierta con segmentos de veta dispuestos en el sistema de estructuras de echelon. La potencia varia, de la zona central hacia los extremos. En la zona central e inferior, la veta presenta su mayor potencia (0.70 a 1.50 m) mientras hacia los extremos laterales y superior la potencia disminuye considerablemente (0.15 a 0.25 m).

4. INGENIERIA Y DISEÑO

La decisión de aplicar el método de sublevel stoping en un determinado block cubicado depende de varios factores tales como:

a) Geológicos.

Buzamiento: Debe ser mayor a 50° que permita caer el mineral por gravedad.

Potencia: mayor o igual 1.5 mts.

b) Geomecánicos.

Es recomendable un RMR mínimo de 50 para conservar el taladro después de la perforación.

RMR de las rocas encajonantes, especialmente de la caja techo mayor a 50.

c) Económicos

El block cubicado debe cubrir el costo total de producción (mina, planta, inversiones, etc.)

4.1 Detalles previos al diseño

De acuerdo a la información Geológica y geomecánica se procede al diseño de las labores de desarrollo y preparación, perforación, voladura, transporte y acarreo para esto se debe tener en cuenta los equipos disponibles tanto para la perforación como para el acarreo y limpieza.

Presencia de fallas y planos principales. deben ser identificados y puestos en el plano.

Debe considerarse pilares en el diseño para el autosostenimiento mientras dure la explotación

Para el diseño de la malla de perforación se toma en cuenta: La competencia de las rocas encajonantes, presencia de los aspectos estructurales mas importantes como geodas, fallas, planos, topografía actualizada y el equipo de perforación disponible.

Es importante el levantamiento topográfico de los tajos explotados y de los taladros perforados, los que nos permite cuantificar la dilución y la desviación respectivamente.

4.2 Labores de preparación y desarrollo

Galería de contorneo

Ventanas

By Pass

Chimenea Slot

Subniveles intermedios

Los niveles de perforación se preparan a una sección de 3.5m.x 3.5m esta es la sección requerida para perforar y operar adecuadamente el Equipo long hole.

Los Slots raise que sirven como cara libre son preparados ya sea en forma convencional o mediante taladros largos, éstas son de sección 1.5m.x1.5m, hay casos también que la misma chimenea de exploración es utilizada como slot. La chimenea para la cara libre se hace generalmente al tope del contorneo de tal manera que la explotación se hace en retirada y en rebanadas verticales. Hay casos frecuentes en donde para el slot se aprovechan los vacíos ya existentes producto de la explotación anterior de la veta principal, en cualquiera de los casos a partir de esta chimenea se abren zanjas perpendiculares hasta cruzar todo el diseminado de tal manera de asegurar la salida a todo lo ancho del mineral, se evita preparar el tajeo con la salida o cara libre a todo lo lateral, es decir al tajo vacío, a fin de evitar el daño a la caja techo porque podría generar desprendimientos posteriores causando condiciones inseguras y dilución al mineral disparado.

Para la limpieza y acarreo del mineral se cuenta con scoop de 3.5 Yd³ de capacidad es por esto que todas las labores por donde circularan los equipos (rampa de acceso a la parte intermedia del block , By Pass, ventanas de extracción) y todos los acceso se diseñan a una sección mínima de 3.0m x 3.0m.

PREPARACION	Cantidad	Unid
SUBNIVEL 1 S 3.5 m. X 3.5 m. (2)	120	m
ESTOCADA ACCESO A CH.SERVICIO 2.5X2.5	35	m
VENTANAS 3 m. X 3 m.	32	m
CHIMENEAS SLOT (1) 1.5 X 1.5	44.4	m
SUB TOTAL	231	m
INVERSION POR METODO DE MINADO	Cantidad	Unid
Rampa de 3.5m x 3.5m	0	m
Galeria de Reconocimiento 3.5m. x 3.5m.	60	m
Chimeneas de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5	120	m
By Pass de 3.0x3.0	90	m
SUB TOTAL	270	m

Cuadro del estándar del SLC

5. CICLO DE MINADO

La optimización de los recursos humanos y el mejor aprovechamiento del uso de los equipos se obtienen si no hay interrupciones significativas en cada una de las etapas del minado desde la Preparación, Perforación, Voladura, Limpieza-Extracción y Relleno.

5.1 PERFORACION

5.1.1 Calculo de Burden y Espaciamiento

En el calculo del Burden y Espaciamiento se debe tomar en cuenta todas las variables posibles que intervienen en el proceso de perforación y voladura, la formula de Langerfors nos da un valor mas exacto para el diseño de la malla de perforación.

El burden practico según las características de esta mina varia entre 1.20m a 1.50 m, el diseño de las secciones de perforación se realiza en abanico, paralelo o combinación de ambos esto depende de la forma y disposición del cuerpo mineralizado.

Sin embargo es recomendable preparar el terreno y diseñar taladros paralelos en vez de radiales, pues son más fáciles de ejecutar y controlar para el operador, además es menor la cantidad de metros a perforarse para el mismo área de mineral, esto permite un mejor control de las cajas, mayor eficiencia del equipo pues se disminuye el tiempo de posición de la máquina.

$$B_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

LEYENDA	
B_{máx.}	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm ³)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

|

Diseño de taladros en abanico

Cuadro detallado para uso del operador

5.1.2 Selección del equipo de perforación

El Equipo long hole debe tener: Sistema de Nivelación adecuado especialmente en la horizontalidad, poseer stinger de fijación en la parte superior e inferior del carril para evitar la desviación por vibración al momento de perforar, Eje del sinfín debe permitir perforar lo menos 2 taladros paralelos de una sola posición, debe tener un sistema de lector de ángulos, Un sistema láser que indique el nivel horizontal de perforación, y la posición vertical al punto de perforación.

Los equipos disponibles con que cuenta la unidad para la perforación de Taladros largos son: Jumbo Boomer 126XN, Jumbo Quasar Tamrock Secoma, Jumbo Simba H-157 DC4, etc. Estos Jumbos están provistos de Maquinas perforadoras CP 1238, con brocas de 64 mm. y barras de perforación T-38 de 4 pies, con los cuales es posible se perfora bancos de 15 metros ya sea en forma positiva o negativa. Estos equipos necesitan subniveles de perforación de 3.5 x3.5m para lograr un buen performance de perforación.

Se debe además darle las condiciones adecuadas para que el equipo pueda rendir a su máxima capacidad, es decir buenas condiciones de agua y energía.

INDICADORES:	CPO 1032 (bar.)	COP 1238 (bar.)
Presión de percusión Alta:	90 – 120	90 - 110
Presión de percusión baja:	145	160
Presión de percusión emboquillado:	30 – 50	30 - 50
Presión de percusión Perforación:	50 – 70	50 - 70
Presión de avance:	50	50
Presión de rotación:	50	50
Presión barrido de agua:	5	5
Presión de barrido de aire (PSI):	90 – 100	90 - 100
Energía eléctrica (Amperios):	60 – 80	60 – 80

5.1.3 Selección del Varillaje de perforación

La selección del varillaje de perforación esta dado básicamente por la calidad de roca, en el caso que presente fracturas, geodas que puedan afectar la desviación del taladro es preferible un varillaje mas rígido como la T-38 y brocas de 2.5"Φ, si el terreno es homogéneo es referible barras R-32 con brocas de 2"Φ obteniéndose la ventaja de un mayor control en la cantidad de explosivo.

COLUMNA DE ACEROS DE PERFORACION

SECCION	JUMBO	DESCRIPCION	RENDIMIENTO (m)
SECCION I	QUASAR	Broca Retractil de 2 1/2" T38	600
		Barra MF T38 4'	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	2400
	SPIDER	Broca Retractil de 2 1/2" T38	600
		Barra MF T38 4'	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	2400
	MINI RAPTOR No. 1	Broca Retractil de 2 " R32	390
		Barra MF R32 3'	1500
		Shank Adapter COP 1032 R32	1500
SECCION II	SIMBA No. 2	Broca Retractil de 2 1/2" T38	600
		Barra MF T38 4'	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	2400
	BOOMER	Broca Retractil de 2 1/2" T38	600
		Barra MF T38 4'	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	2400
SECCION IV	RAPTOR JUNIOR	Broca Retractil de 2 " R32	390
		Barra MF R32 3'	1500
		Shank Adapter COP 1238 R32	1500
SECCION V	SIMBA No. 1	Broca Retractil de 2 1/2" T38	600
		Barra MF T38 4'	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	2400
	MINI RAPTOR No. 2	Broca Retractil de 2 " R32	390
		Barra MF R32 3'	1500
		Shank Adapter COP 1032 R32	1500

Raptor Junior



Jumbo Simba H 157

5.1.4 Procedimiento para el diseño y marcado de mallas de perforación

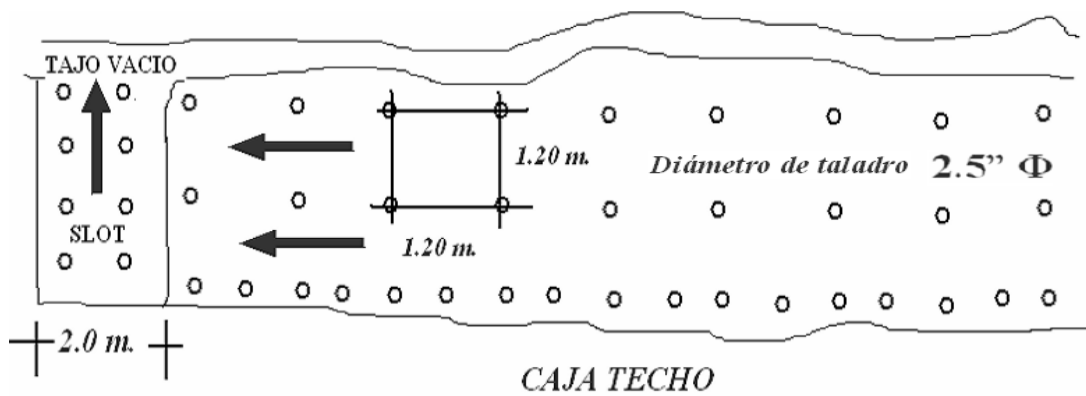
Existe un procedimiento estándar para el diseño de mallas de perforación, este trabajo requiere del involucramiento de áreas como geología, planeamiento y mina, dicho procedimiento abarca las siguientes etapas:

Geología marca el contorneo del mineral en el terreno.

Topografía realiza el levantamiento del contorneo y de la labor.

Se entrega a geología secciones del cuerpo para que coloque en ellas el comportamiento de la estructura mineralizada así como la presencia de fallas, geodas, discontinuidades, etc que pudieran existir.

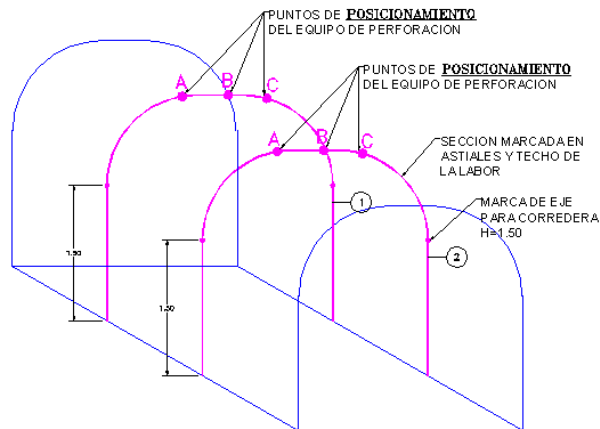
Se calcula el burden y el espaciamiento de los taladros además de la secuencia de salida. Se entrega el diseño final a topografía para ser marcado en el terreno.



Malla de Perforación para cuerpos diseminados



Vista de un diseño de taladros para perforación en mineral diseminado



Transversales marcados en las paredes de la labor y la cota para el eje de la corredera

5.1.5 Desviación

Es importante cuantificar el rango de desviación, para ello se lleva la estadística por operador de tal forma que la capacitación es orientada e incluso personalizada.

Si el taladro no se conserva luego de la perforación por las condiciones de la roca, se coloca tuberías de PVC de 2" Φ taponándolas adecuadamente luego de la perforación.

En el plano de perforación se indica en lo posible la longitud de perforación, la presencia de vacíos y agua. Datos necesarios en la voladura.

La desviación de taladros tiene 02 orígenes

a) Fuera del taladro:

Mal diseño (no considerar el estándar de perforación)

Incorrecto estacionamiento

Mal alineamiento

Mal empate

b) Dentro del taladro:

Condiciones Geológicas

Inadecuada Técnica de Perforación

Inadecuadas herramientas de perforación

5.1.5.1 Causas de la desviación de taladros

Entre las causas principales para la desviación de los taladros se tienen:

a) Diseño

Debe considerar todos los aspectos anteriores

Encontrar el rango de desviación para obtener el factor de corrección en el Burden para la malla.

Levantamiento topográfico de los taladros como control de la calidad de perforación.

La altura del eje de la corredera dependerá de la altura del equipo disponible (1.70 MT.,1.50 MT.)

Marcado del eje horizontal y el eje de sección

Levantamiento topográfico: Del tajo concluido la voladura y limpieza.

b) Aspectos Geológicos

La presencia de:

Fallas

Geodas

Planos importantes

Zonas intensamente fracturadas Originan desviación en casos mayores no se puede continuar con la perforación por el no retorno del aire ,agua, o retorno del detritus

c) Aspectos Geomecánicos

Cambio de dureza en el terreno puede originar cambio de dirección

Influye en el diseño :

RMR de la roca encajonante

RMR del área mineralizada

Sectorizar los RMR de un tajo no todo el tajo tiene el mismo RMR.

d) Operación

Posicionamiento del equipo debe de hacerse de acuerdo a la malla:

Línea vertical

Línea horizontal

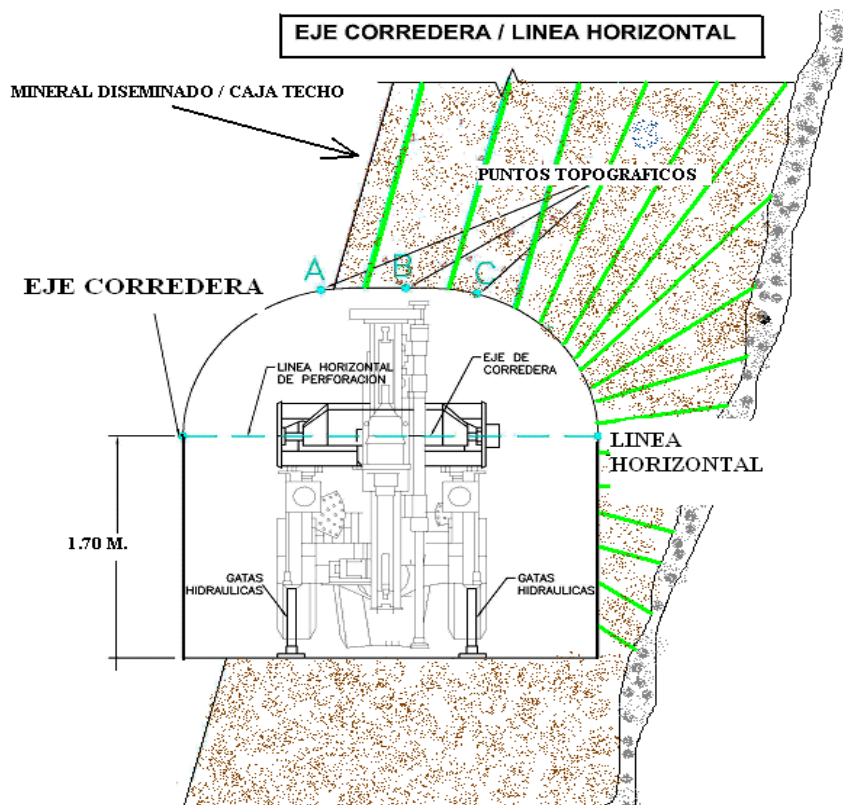
Uso del láser

Nivelación del equipo

Preparar la roca en el punto de empate

Utilizar el tubo de PVC para los taladros negativos

Respetar el diseño de las secciones.



5.2 Voladura

Debido a que la voladura de taladros largos genera aberturas de grandes dimensiones, es que la secuencia de la voladura se realiza en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales (secciones) en todos los niveles de perforación, esto da estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajaran como enormes pilares.

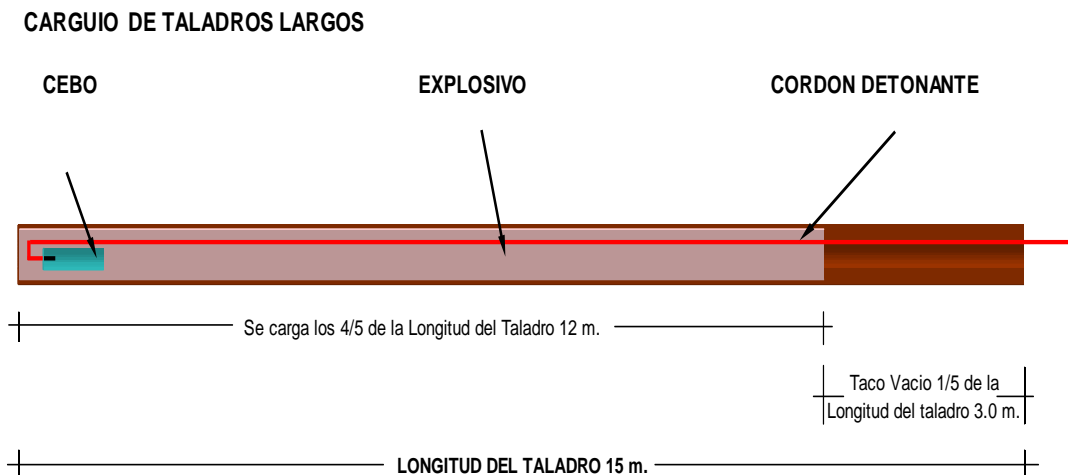
El numero de secciones por disparo depende de la calidad del terreno (estructura y cajas), hay ocasiones que la voladura afecta a los taladros de las secciones adyacentes en estos casos se opta por entubar el taladro para protegerlo evitando tener que reperfurar.

Previo al carguío se realiza el levantamiento topográfico de taladros perforados para su corrección oportuna ya sea anulando taladros desviados o disminuyendo la columna de carga para aquellos que han excedido la longitud establecida en el proyecto.

El objetivo final siempre es obtener una buena fragmentación con un mínimo porcentaje de dilución (sobrerotura de cajas).

5.2.1 Distribución de carga

El carguío en taladros paralelos se realiza como se muestra en la figura.



CANTIDAD DE EXPLOSIVOS/TALADRO	
Cant. Explosivo /metro	2.70 kg/m
Longitud de Taladro	15.00 m
Longitud cargado	12.00 m
Longitud sin cargar	3.00 m
Cant. Explosivo / Talad	32.79 kg/tal
Costo / taladro	30.9 \$/tal

Parámetros de Voladura

Explosivos:

Cebo Semexsa E- 65 1 ½" x 8"

Columna de carga Examon – P

Accesorios:

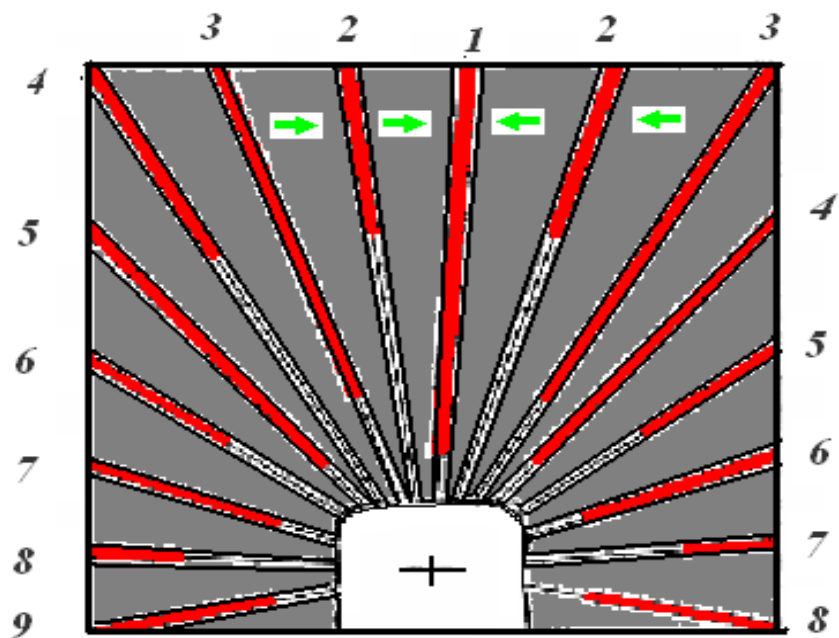
Exel SS 18.0 metros

Exel SS 6.5 metros

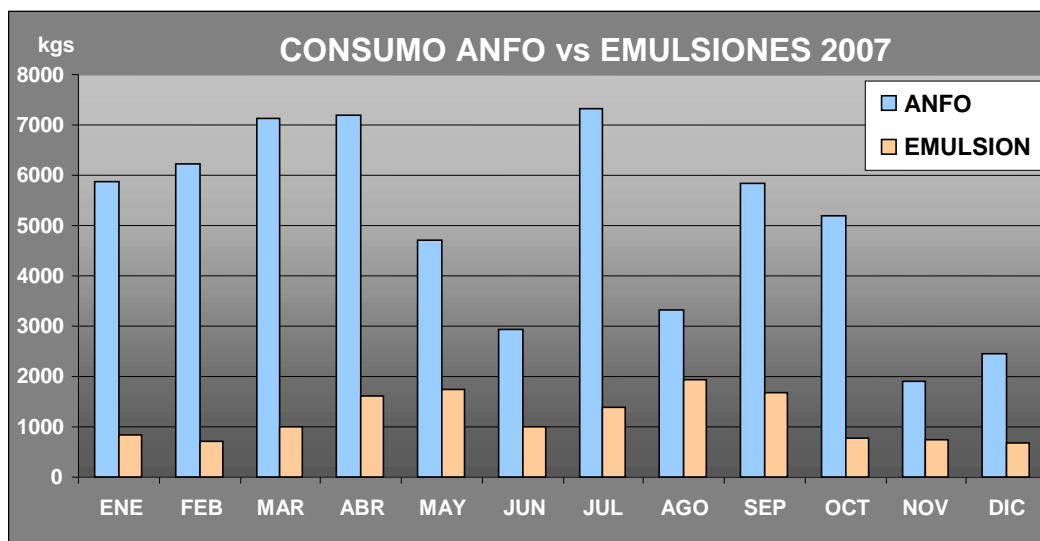
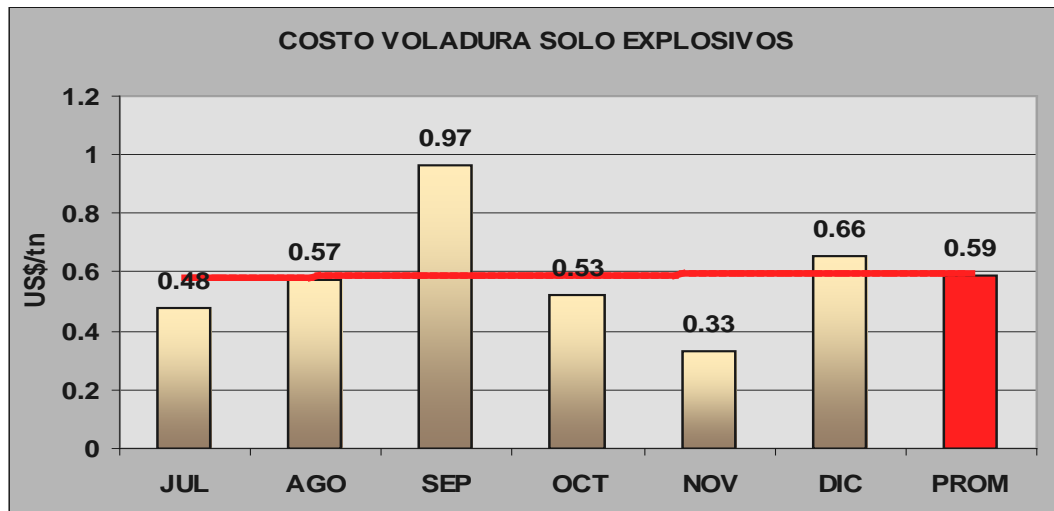
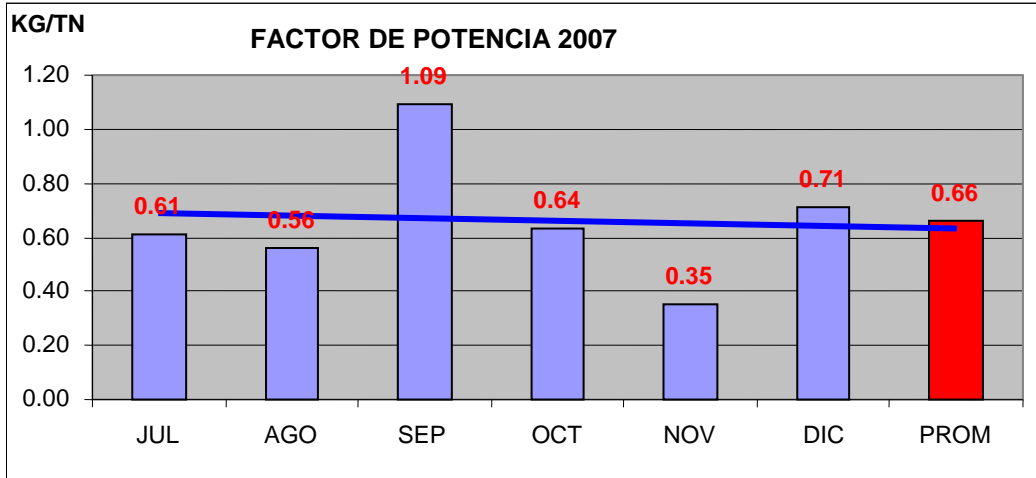
Exel SS 3.0 metros

Cordón detonante 3p

Detonador Ensamblado 9 pies

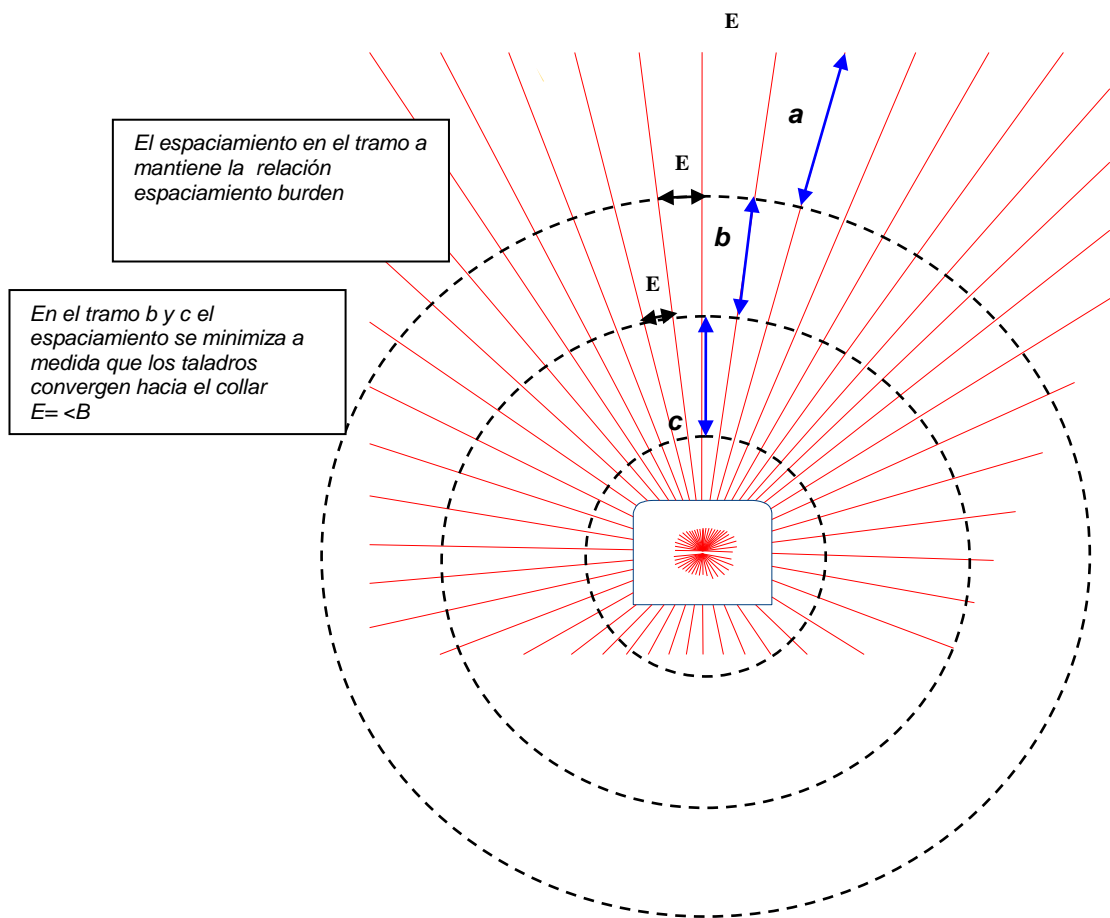


Distribución de carga y secuencia de salida



5.2.2 DISEÑO DE CARGA PARA SECCIONES EN ABANICO

Cuando se tienen taladros en abanico el carguio varía debido a que el espaciamento entre taladros no es constante como se puede apreciar en la figura



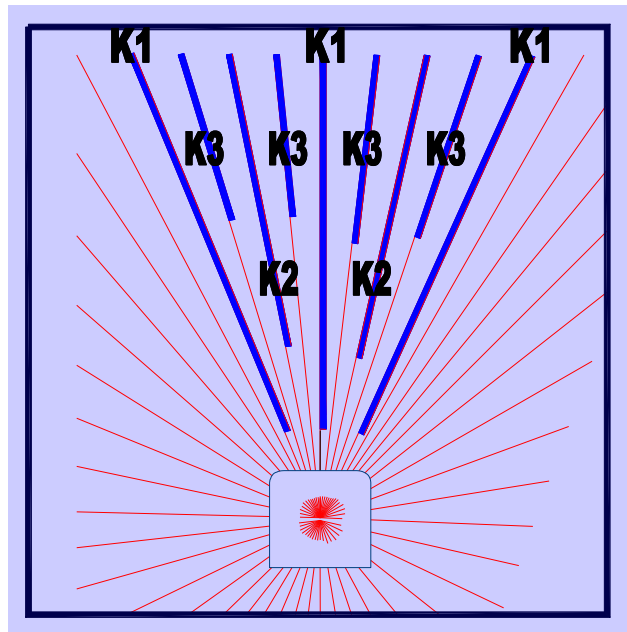
Después de varias pruebas realizadas en campo y con el apoyo de la empresa EXSA que es el proveedor de explosivos en la mina Yauliyacu se llegó a establecer constantes de cargas para determinar la longitud que se cargara en cada taladro.

Constante de carga

K1 = 90%

K2 = 60%

K3 = 30%



Diseño de carga aplicando los coeficientes de carga

Para los taladros con coeficientes de carga K1 el carguio es normal dejando un taco de 1.5m (para taladros de 15 metros).

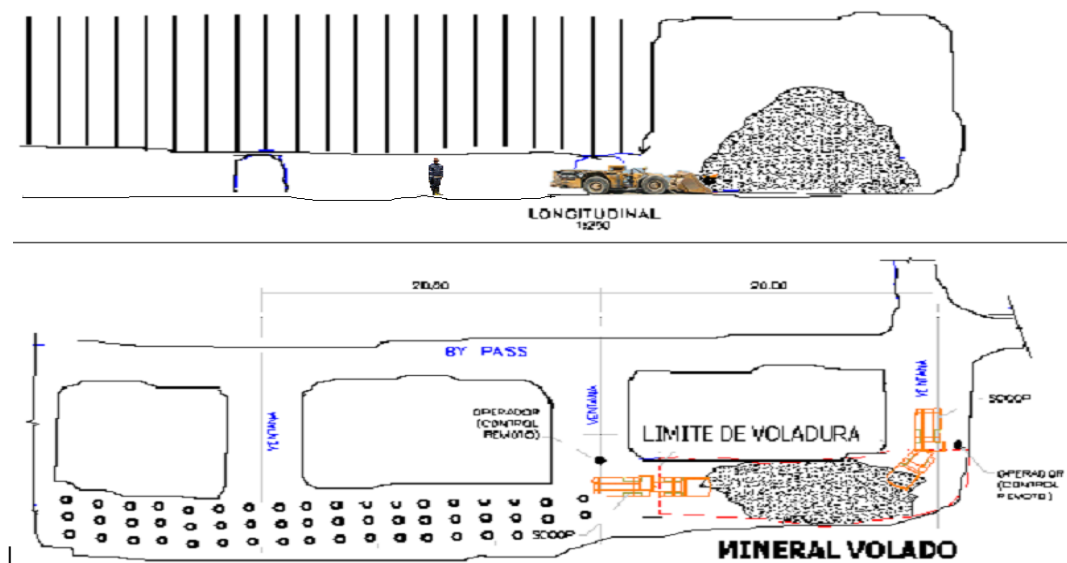
Para los taladros con coeficiente de carga K2, el carguio se realiza marcando la manguera al 40% de la altura de banco.

Para los taladros con coeficiente de carga K3 el carguio se realiza marcando la manguera al 70% de la altura de banco.

5.3 Limpieza y Acarreo

El mineral roto es limpiado mediante scooptrams de 3.5 Yd3 provistos de telemando o control remoto. El operador no tiene inconvenientes para operar el scoop con el telemando hasta una distancia de 30 metros. Ubicándose en un techo seguro el operador empieza la operación de limpieza, el telemando es solo para que el equipo ingrese en la zona vacía que ha quedado luego de la voladura, una vez que el scoop sale de la zona vacía el operador conduce el equipo hasta el lugar de destino que puede ser el ore pass o una cámara de acumulación. En el método de Sublevel Stopping esta operación se ejecuta a partir de las ventanas de extracción diseñadas para tal propósito, el cual brinda un techo seguro para la ubicación del operador.

El grafico muestra esta operación, el equipo ingresa por las ventanas y retira el mineral roto.



Limpieza del Mineral con Control Remoto

Las ventanas del sector ya explotados deben permanecer cerradas colocándose letreros por seguridad.

5.3.1 Programación de Equipos

La programación del tonelaje va amarrado a la cantidad de equipos disponibles. Cada equipo tiene una capacidad de tonelaje que moverá en determinado tiempo de acuerdo a:

Capacidad de cuchara

Distribución de tiempos

Rendimiento en función de la distancia recorrida

a) Capacidad de cuchara

Parámetros de acarreo

Capacidad total de cuchara: 3.5 Yd³

Densidad de mineral insitu: 2.8 Tn/m³

Factor de llenado: 0.8

Factor de esponjamiento: 0.7 (se considera 40% de esponjamiento)

Factor de conversión a m³: 0.76

Capacidad efectiva de cuchara = $3.5 \times 2.8 \times 0.8 \times 0.7 = 4.2$ Tn

b) Distribución de tiempos para los equipos

El tiempo efectivo de trabajo del equipo depende de su disponibilidad mecánica, el área de mantenimiento debe entregarnos un equipo en optimas condiciones mecánicas con esto se evita paradas por reparación no programadas. El área de mina por su parte debe minimizar las horas muertas que son generadas por diferentes motivos por ejemplo: cambio de guardia, traslado excesivo por lejanía de labores, falta de operador, etc.

Desde hace un año se ha implementado el programa SICEM (Sistema de control de equipos mineros), este es un programa en el cual se registran a diario datos de los TPM que son llenados por los mismos operadores al finalizar la guardia. En esta hoja se coloca las horas del horometro, el tipo de material trasladado (mineral o desmonte), lugar de origen y destino y el nombre del operador.

Definiciones de tiempos

Tiempo Nominal (HN): Son las horas en que el equipo esta en actividad productiva y/o en tareas de mantenimiento.

Tiempo de operación (HO): Son horas en que el equipo se encuentra entregado a sus operadores en condiciones electromecánicas aptas para su objetivo y con una tarea asignada.

Tiempo Efectivo (HE): Son las horas en que el equipo se encuentra en buenas condiciones electromecánicas y realizando su tarea asignada sin demoras operacionales.

Tiempo de perdida operacional (HPO): Son las horas en que el equipo estando en buenas condiciones electromecánicas y con una tarea asignada no puede realizarla por razones ajenas a su funcionamiento intrínseco como son: cambio de operador, traslado, esperas de equipo complementario y en general por razones originadas en la coordinación de las operaciones. Están pueden ser de 2 tipos:

Demoras operacionales programadas (HDP)

Demoras operacionales no programadas (HDNP)

Mediante el uso de ratios de control uno puede darse cuenta rápidamente si el aprovechamiento de los equipos ha sido productivo en un determinado periodo de tiempo y la responsabilidad de cada área (mantenimiento o mina) en dichos resultados, entre los principales tenemos:

Disponibilidad Física (DF): Porcentaje del tiempo total que mantenimiento le da a la operación para el uso del equipo en buenas condiciones.

$$DF = (HD/HN) \times 100\%$$

Utilización Operativa (UO): Porcentaje del tiempo total que mina puede usar el equipo porque tiene un operador y una tarea asignada.

$$UO = (HO/HN) \times 100\%$$

Utilización Efectiva (UE): Porcentaje del tiempo total en que el equipo trabajo con normalidad realizando la tarea asignada sin ningún tipo de demoras.

$$UE = (HE/HN) \times 100\%$$

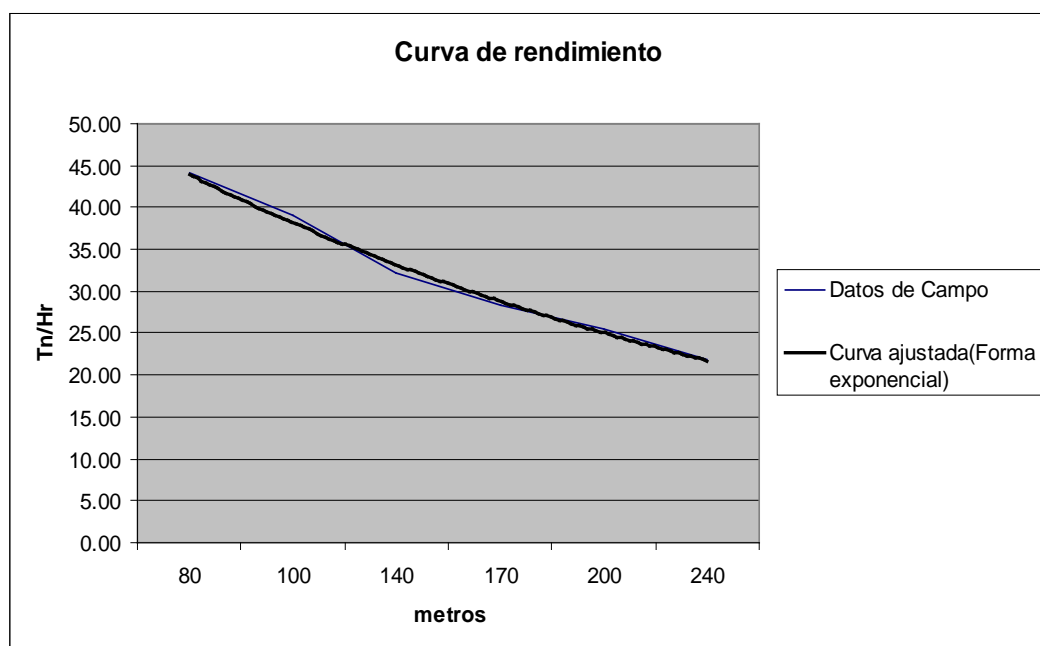
Distribución de tiempos

HORAS NOMINALES (HN)				
HRS. DISPONIBLES (HD)			MTTO Y REPARACION (HMT)	
HORAS OPERATIVAS (HO)		RESERVA (HR)		
HORAS EFECTIVAS (HE)	DEMORES TOTALES (HPO)			
	HDNP			HDP
HORAS UTILIZADAS(HOROMETRO-HU)				

Para efectos de programación mensual se asume UE=65% esto de acuerdo a la data histórica de los últimos meses (Ver anexo M1).

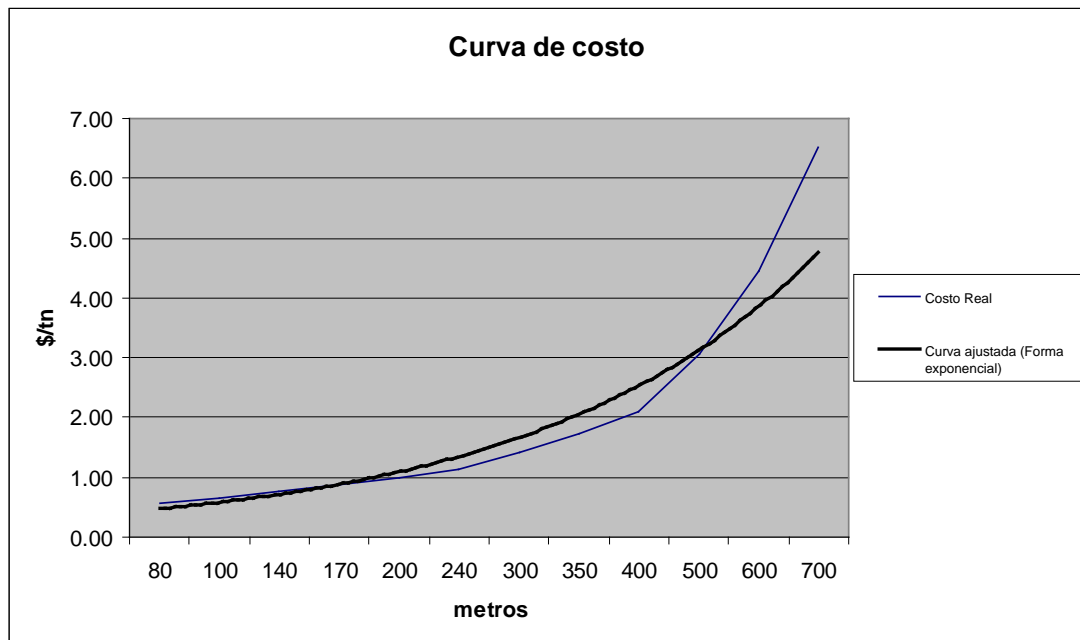
c) Rendimiento

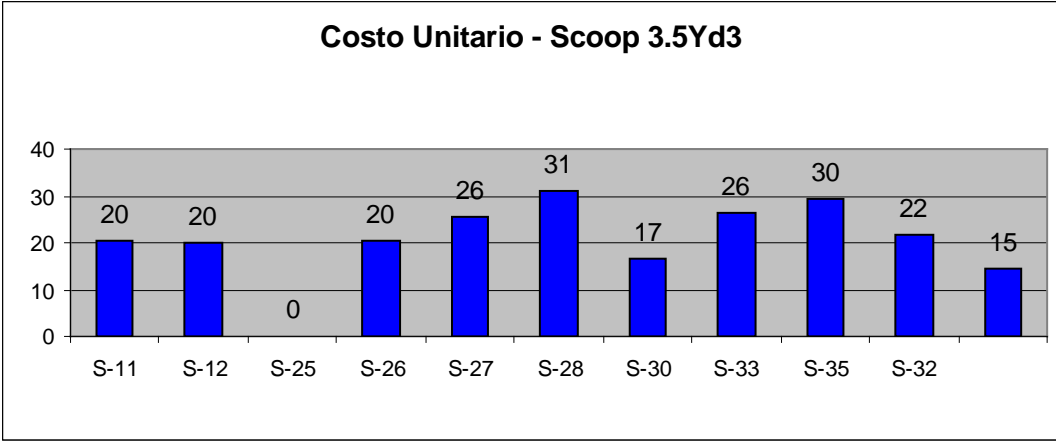
Esta comprobado que el rendimiento de los equipos (tn/hr) disminuye a medida que aumenta la distancia recorrida y el costo por tonelada aumenta, es por esto que es importante una buena infraestructura, los echaderos no deben ubicarse a mas de 300 metros de la zona de extracción, así como se debe mantener las vías en buen estado, esto permitirá menor desgaste de llantas, menor tiempo de viaje, etc.; a continuación se muestran cuadros elaborados en base a datos tomados en campo.



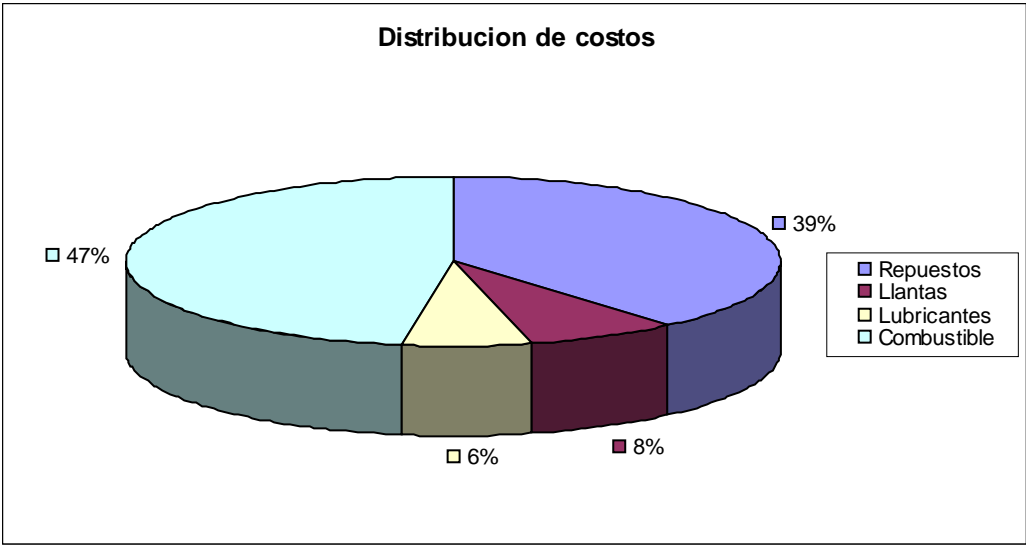
5.3.2 Costo de utilización de equipos

En el cuadro siguiente cuadro se muestra la curva del costo por tonelada vs la distancia recorrida, esto fue elaborado en base a datos de los últimos meses donde se registro que el costo promedio por tiempo de utilización para los scoptram de 3.5 Yd3 es 21\$/Hr (ver cuadro), este es un dato importante que nos sirve para hallar el valor de tonelada transportada para cada distancia, a medida que las distancias se hacen mas grandes el costo de transporte se encarece disminuyendo así la rentabilidad del tajeo.





Costo promedio: 21 \$/Hr



6. Servicios

6.1 Relleno

Los tajos de Sub level Stopping ya explotados son rellenados con relleno detrítico proveniente de los avances en desmonte (By pass, cruceros, ventanas, cámaras, etc.).

Una vez terminada la explotación del tajo se procede a rellenarlo desde el nivel superior esto se realiza con scoop de 3.5 Yd3 que acarrear el desmonte desde los frentes en avance o desde cámaras de acumulación de desmonte.

Calculo de relleno en un tajo vacío:

Longitud de tajo	100 m
Ancho de labor	3.5 m
Altura de tajo	60 m
Factor de esponjamiento	0.7
Densidad del desmonte insitu	2.7 Tm/m ³
Volumen vacío generado	21000 m ³
Tonelaje de desmonte requerido	39690 Tm
Capacidad de cuchara	2.67 m ³
Factor de llenado	0.75
Peso específico desmonte	2.7 Tm/m ³
Tonelaje por cuchara	3.78 Tm
Rendimiento promedio de equipo	19 Tm/Hr
Horas de equipo	2097.4 Hr
Costo de equipo	21 \$/Hr
Costo de relleno	44044.9

6.2 Ventilación

La unidad Minera Yauliyacu, para su ventilación cuenta con 42 ventiladores secundarios y 14 ventiladores principales. A continuación se muestra una relación de los ventiladores principales los cuales actúan como extractores del aire de retorno, estos ventiladores se encuentran ubicados convenientemente en la cabeza de las chimeneas de ventilación, estas chimeneas permiten que el circuito de ventilación sea ascendente, originando que el aire limpio ubicado en los niveles inferiores ascienda a niveles superiores recorriendo las labores y llegando a las chimeneas de ventilación principales (Troncales de Ventilación), para al extracción del aire de retorno a superficie.

RELACION DE VENTILADORES PRINCIPALES OPERATIVOS						
	CAUDAL (cfm)	UBICACIÓN		POTENCIA (HP)	MARCA	PRESION TOTAL (" c.a.)
		NIVEL	LABOR			
1	200,000	H1	R.B. 785 H1 San Juan	600	Airtec	13.5
2	100,000	H1	R.B. 9, Paste Fill	350	Airtec	13.5
3	100,000	Sup	Ch. Juanita Superficie	200	Joy	5.0
4	100,000	3000	Chimenea Juanita	200	Joy	7.0
5	100,000	1200	Rp.727 - 1200 intermedio	150	Joy	4.0
6	100,000	1700	Vn. 693 O.P. 10	240	Airtec	10.0
7	100,000	H1	R.B. N° 10	240	Airtec	10.0
8	60,000	1700	Cx 712, Crucero Carmen	150	Airtec	10.0
9	60,000	1000	AK 1000	150	Joy	6.5

Actualmente la U.M. Yauliyacu se encuentra ejecutando la construcción de una nueva troncal de ventilación, lo que le permitirá llevar sus operaciones a niveles por debajo de su nivel inferior (Profundización). Esta nueva chimenea de ventilación es construida en 3 tramos a través del método Alimack, la longitud total de la chimenea será de 990 metros aproximadamente, a una sección cuadrada de 3.5m x 3.5m, lo que permitía evacuar 200,000 cfm de aire de retorno.

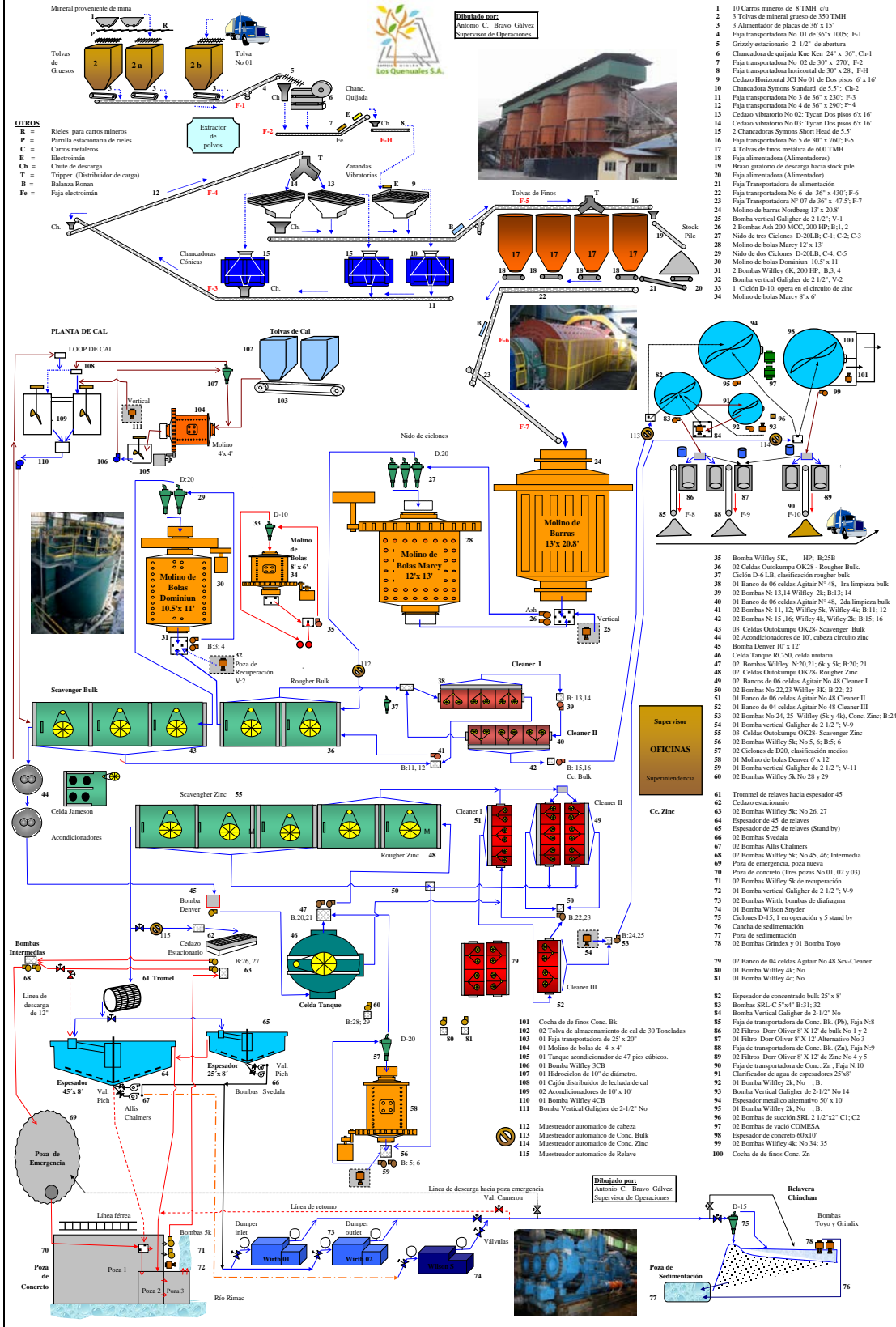
7. Planta

7.1 Chancado

El mineral proveniente de la mina se deposita en tres silos de mineral grueso con una capacidad combinada de 1,200 toneladas. Estos silos alimentan la faja transportadora N° 1 (36" x 300 mts.), que alimenta una parrilla de 3" antes de la chancadora primaria. Los finos pasan a través de una parrilla y los gruesos alimentan la chancadora Kue-Ken jaw 24" x 36" (alimento 8" y descarga 3"). Los finos y el material chancado alimentan la faja N° 2 (30" x 90 mts.) cuya descarga ingresa a un cedazo vibratorio horizontal de 6' x 16', doble piso, con abertura de malla igual a 1/2" x 1 1/2" , el producto fino es depositado en las tolvas de finos, mientras que los gruesos van a una chancadora secundaria "Symons" Standard de 5 1/2" con set de 3/4"; el producto de esta alimenta a la tercera etapa de chancado el cual es transportado por dos fajas N° 3 y N° 4 que alimenta a dos cedazos vibratorios, ambos de 6' x 16' con abertura de malla igual a 1/2" que operan en paralelo. Los finos de ambos cedazos es el producto final de la etapa de chancado y se deposita en las tolvas de finos. La fracción gruesa recircula en circuito cerrado a dos chancadoras cónicas "Symons" de cabeza corta de 5 1/2' con set de 1/2". Todos los finos de los cedazos es transportado por la faja 05 hacia las cuatro tolvas de finos, con capacidad de 600 t. cada una. Adicionalmente se cuenta con un stock pile con capacidad para 2,000 t. de carga viva.

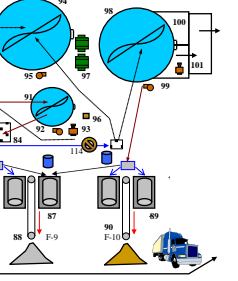
La trituración o chancado se realiza con la finalidad de reducir el tamaño de mineral desde ± 10" hasta 80% -1/2", por lo que se ejecutan tres etapas de chancado y dos de clasificación.

EMPRESA MINERA LOS QUEUALES S.A - YAULIYACU S.A
FLWSHEET DE LA PLANTA CONCENTRADORA



OTROS:
R = Rieles para carros mineros
P = Parrilla estacionaria de rieles
C = Carros metálicos
E = Electromián
Ch = Chate de descarga
T = Tripper (Distribuidor de carga)
B = Balanza Román
Fe = Faja electromián

- LEYENDA:**
- | No | Descripción |
|----|---|
| 1 | 10 Carros mineros de 8 TMI c/a |
| 2 | 3 Tolvas de mineral grueso de 300 TMI |
| 3 | 3 Alimentador de placas de 56' x 15' |
| 4 | Faja transportadora No 01 de 36' x 1005; F-1 |
| 5 | Grizzly estacionario 2 1/2' de abertura |
| 6 | Chancadora de quijada Koe Ken 24" x 36"; Ch-1 |
| 7 | Faja transportadora No 02 de 30' x 270; F-2 |
| 8 | Faja transportadora horizontal de 30' x 28'; F-2 |
| 9 | Cedazo Horizontal ICT No 01 de Dos pisos 6' x 16' |
| 10 | Chancadora Symons Standard de 5.5'; Ch-2 |
| 11 | Faja transportadora No 3 de 36' x 290; F-3 |
| 12 | Faja transportadora No 4 de 36' x 290; F-4 |
| 13 | Cedazo vibratorio No 02: Tycan Dos pisos 6' x 16' |
| 14 | Cedazo vibratorio No 03: Tycan Dos pisos 6' x 16' |
| 15 | 2 Chancadoras Symons Short Head de 5.5' |
| 16 | Faja transportadora No 5 de 30' x 760; F-5 |
| 17 | 4 Tolvas de finos metálica de 600 TMI |
| 18 | Faja alimentadora (Alimentadores) |
| 19 | Brazo giratorio de descarga hacia stock pile |
| 20 | Faja alimentadora (Alimentadores) |
| 21 | Faja Transportadora de alimentación |
| 22 | Faja transportadora No 6 de 36' x 430; F-6 |
| 23 | Faja Transportadora N° 07 de 36' x 47.5; F-7 |
| 24 | Molino de barras Nordberg 13' x 20.8' |
| 25 | Bomba vertical Galigher de 2 1/2"; V-1 |
| 26 | 2 Bombas Ash 200 MCC, 200 HP; B-1, 2 |
| 27 | Nido de ciclones D-20; B; C-1; C-2; C-3 |
| 28 | Molino de bolas Marcy 12' x 13' |
| 29 | Nido de dos Ciclones D-20; B; C-4; C-5 |
| 30 | Molino de bolas Dominion 10.5' x 11' |
| 31 | 2 Bombas Willey 6K, 200 HP; B-3, 4 |
| 32 | Bomba vertical Galigher de 2 1/2"; V-2 |
| 33 | 1 Ciclón D-10, opera en el modo de zinc |
| 34 | Molino de bolas Marcy 8' x 6' |

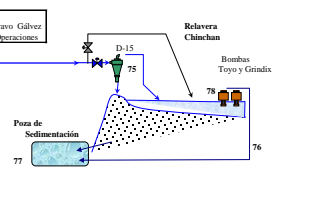


- | | |
|----|--|
| 35 | Bomba Willey 5K, HP: B-25B |
| 36 | 02 Celdas Outokumpu OK28 - Rougher Bulk |
| 37 | Ciclón D-1.8, clasificación rougher bulk |
| 38 | 01 Banco de 06 celdas Agitar N° 48, 1ra limpieza bulk |
| 39 | 02 Bombas N: 13.14 Willey 2k; B-13; 14 |
| 40 | 01 Banco de 04 celdas Agitar N° 48, 2da limpieza bulk |
| 41 | 02 Bombas N: 11, 12, Willey 5k, Willey 4k; B-11; 12 |
| 42 | 02 Bombas N: 15, 16; Willey 4k, Willey 2k; B-15; 16 |
| 43 | 03 Celdas Outokumpu OK28- Scavenger Bulk |
| 44 | 02 Acondicionadores de 10' cuba circuito zinc |
| 45 | Bomba Denver 10' x 12' |
| 46 | Celda Tanque RC-50, celda unitaria |
| 47 | 02 Bombas Willey N:20.1 y 8k; B:20; 21 |
| 48 | 02 Celdas Outokumpu OK28- Rougher Zinc |
| 49 | 02 Bancos de 06 celdas Agitar No 48 Cleaner I |
| 50 | 02 Bombas No 22, 23 Willey 3k; B:22; 23 |
| 51 | 01 Banco de 06 celdas Agitar No 48 Cleaner II |
| 52 | 01 Banco de 04 celdas Agitar No 48 Cleaner III |
| 53 | 02 Bombas No 24, 25 Willey (8 y 4k) Conc. Zinc; B:24; 25 |
| 54 | 01 Bomba vertical Galigher de 2 1/2"; V-9 |
| 55 | 02 Celdas Outokumpu OK28- Scavenger Zinc |
| 56 | 02 Bombas Willey 5k; No 5; 6; B:5; 6 |
| 57 | 02 Ciclones de D20, clasificación medios |
| 58 | 01 Molino de bolas Denver 6' x 12' |
| 59 | 01 Bomba vertical Galigher de 2 1/2"; V-11 |
| 60 | 02 Bombas Willey 5k No 28 y 29 |

Supervisor
OFICINAS
Supervendencia

Cc. Zinc

- | | |
|----|--|
| 61 | Trommel de relaves hacia espesador 45' |
| 62 | Cedazo estacionario |
| 63 | 02 Bombas Willey 5k; No 26, 27 |
| 64 | Espesador de 45' de relaves |
| 65 | Espesador de 25' de relaves (Stand by) |
| 66 | 02 Bombas Svedala |
| 67 | 02 Bombas Alfa Chalmers |
| 68 | 02 Bombas Willey 5k; No 45, 46; Intermedia |
| 69 | Pozo de emergencia, poza nueva |
| 70 | Pozo de concreto (Tres pozos No 01, 02 y 03) |
| 71 | 02 Bombas Willey 5k de recuperación |
| 72 | 01 Bomba vertical Galigher de 2 1/2"; V-9 |
| 73 | 02 Bombas Wirth, bombas de diafragma |
| 74 | 01 Bomba Wilson Snyder |
| 75 | Ciclones D-1.5, 1 en operación y 5 stand by |
| 76 | Cinta de sedimentación |
| 77 | Pozo de sedimentación |
| 78 | 02 Bombas Grindex y 01 Bomba Teyo |
| 79 | 02 Banco de 04 celdas Agitar No 48 Scv-Cleaner |
| 80 | 01 Bomba Willey 4k; No |
| 81 | 01 Bomba Willey 4c; No |



Cada tolva de finos cuenta con alimentadores de tipo faja de 30" x 8", las mismas que descargan en la faja N° 6 de 36" x 1001', esta a su vez entrega la carga a la faja N° 7 de 36" x 104' que alimenta a la sección de molienda.

7.2 Molienda:

El grado de molienda óptimo se obtiene entre 48% y 52% -200 mallas (74 micrones), para lo que se ejecutan dos etapas de molienda y una etapa de clasificación.

7.2.1 Molienda Primaria

El mineral proveniente de las tolvas de finos se alimenta a un molino Norberg de 13' x 20.8' operando con barras de 3½" de diámetro. El tonelaje de procesamiento es de 150 TMS/hr, lo que hace un total de 3,600 TMS/día.

7.2.2 Clasificación Primaria y Molienda Secundaria.

La descarga del molino es bombeada mediante dos bombas del tipo Ash 200 hacia un ciclón D- 20 de diámetro, además se cuenta con otra bomba del mismo tipo en stand by operando con vortex Zinder de 6" y ápex de 4" donde se realiza la clasificación.

El producto fino de la clasificación (over Flow) se alimenta a un molino Marcy 12' x13' que opera con bolas de 2" y 2½" de diámetro. La descarga del molino de bolas constituye la carga circulante del sistema de clasificación primaria y molienda secundaria.

7.3 Flotación.

La flotación se realiza con la finalidad de separar los minerales de valor económico de las gangas, mediante procesos fisicoquímicos. El método de flotación es denominado "flotación diferencial" en la que primero se realiza la flotación de bula (plomo, cobre y plata) y posteriormente se obtiene un concentrado de zinc.

7.3.1 Flotación Bulk

La flotación Bulk se realiza en un circuito constituido por una etapa rougher, una etapa scavenger y dos etapas de limpieza.

La etapa rougher se ejecuta en un banco de dos celdas OK – 28 (cada una de 1000 pies cúbicos), las espumas que constituyen el concentrado rougher se envía a la primera limpieza. El relave rougher, se envía a un circuito de remolienda constituido por un molino “Dominion 11.5’x 10.5’ (teniendo como stand by el molino Denver 6’ x 12’), dos bombas tipo Wilfley 6K (una en stand by). En este circuito se completa la liberación y flotabilidad de los minerales de plomo, cobre y plata.

El producto fino de la clasificación (over flow) se envía a un banco de tres celdas OK- 28 (cada una de 1000 pies cúbicos), las espumas que constituyen el concentrado scavenger se retorna como alimentación a la etapa rougher y el relave constituye carga para la flotación zinc.

La primera etapa de limpieza esta constituida por un banco de seis celdas agitair A-48. Las espumas de estas celdas se envía a la segunda etapa de limpieza y el relave se une al concentrado scavenger para retornar a la etapa rougher . En esta etapa se adicionan reactivos como sulfato de zinc, bisulfito de sodio y cianuro de sodio para lograr la depresión del zinc y el fierro.-

La segunda etapa de limpieza esta constituida por un banco de seis celdas agitair A- 48. las espumas constituyen el concentrado bula final y el relave se retorna a la primera etapa de limpieza. Al igual que en la primera etapa, se adiciona el sulfato de zinc, bisulfito de sodio y cianuro de sodio para seguir deprimiendo el zinc y mejorar la calidad del concentrado de bula final.

Para dar mayor valor agregado al concentrado bulk contamos con un circuito de flotación de separación Cobre/Plomo; este circuito consta de dos acondicionadores de 6’x6’, un banco de 6 celdas sub-A No 21 para la etapa rougher, un banco de 8 celdas sub-A No 21 para etapa scavenger, un banco de primera limpieza con tres celdas sub- No 21, un banco de segunda limpieza con tres celdas sub-A No 21, un banco de tercera limpieza con dos

celdas sub-A No 18, un banco de cuarta limpieza con dos celdas sub.- A No 18 y una celda como quinta limpiadora; de este ultimo banco las espumas vienen a ser concentrado de cobre y el relave de la etapa scavenger es el concentrado plomo; el método empleado para la separación Cobre/Plomo es el de bicromato de sodio mezclado con carboxil metil celulosa y fosfato monosodico, también se emplea carbón activado en la etapa de acondicionamiento como un medio de desorción. Actualmente este circuito se encuentra paralizado debido a la baja ley del cobre en la cabeza del mineral tratado.

7.3.2 Flotación de Zinc.

La flotación de zinc se realiza en un circuito constituido por una etapa rougher y una etapa scavenger y además tres etapas de limpieza.

Las etapas rougher se ejecutan en una celda tipo tanque Svedala CSR 50 y un banco de dos celdas OK – 28 (cada una de mil pies cúbicos), las espumas que constituyen el concentrado rougher se al circuito de primera limpiadora. Las espumas de la celda tanque CSR- 50 van a la segunda limpiadora y el concentrado de las dos celdas rougher (OK – 28) va a la primera limpiadora.

El relave rougher, se envía a un banco de tres celdas (OK – 28 cada una de 1000pies cúbicos) para completar la recuperación de los valores de zinc, las espumas que constituyen el concentrado scavenger se junta con el relave de la primera limpieza constituyendo los medios de zinc, que luego se alimentan a la etapa de remolienda que se efectúa en un molino Denver 6'x12', este trabaja en circuito cerrado con un Ciclón D-20 donde el over flow retorna al rougher.

La primera etapa de limpieza esta constituida por dos bancos de seis celdas agitair A-48, cada una, las espumas se envía a la segunda etapa de limpieza.

La segunda etapa de limpieza esta constituida por un banco de seis celdas agitair A-48, las espumas constituyen el alimento a la tercera etapa de limpieza y el relave se retorna a la primera etapa de limpieza.

La tercera etapa de limpieza esta constituida por un banco de cuatro celdas agitair A-48. Las espumas constituyen el concentrado de zinc final y el relave se retorna a la segunda limpiadora.

Los reactivos que se usan en el circuito de zinc son: sulfato de cobre, xantato, espumante y cal.

7.4 Eliminación de Agua.

La eliminación de agua se realiza con la finalidad de reducir el contenido de agua de los concentrados y lograr humedades que permitan su manipuleo, transporte y almacenamiento. Este proceso se realiza en dos etapas: espesamiento y filtrado.

7.5 Espesamiento y Filtrado de Concentrado Bulk.

El espesamiento de concentrado bulk se realiza en un espesador de 25' de diámetro y 8' de alto, el Ander flow del espesador que tiene 70% de sólidos se bombea hasta dos filtros de 8' de diámetro y 12' de largo, uno operando y otro en stand by donde se logra un producto con 11.0% de humedad. El concentrado filtrado se almacena en la cancha de concentrados apilonados por rumas correspondiente a cada mes de producción, convenientemente techados para su posterior transporte a la fundición de la Oroya o a los depósitos del callao con destino al extranjero. El agua del filtrado se retorna al espesador, mientras que el rebose del espesador se envía a una cocha, donde se logra la sedimentación final de las partículas finas contenidas en ella.

7.6 Espesamiento y Filtrado de Concentrado de Zinc.

El espesamiento del concentrado de zinc se realiza en un espesador de 60' de diámetro por 10' de altura, el Ander flow que tiene un 65 % de sólidos se bombea hasta tres filtros de 8' de diámetro por 12' de largo donde se logra un producto con 10.0% de humedad. El

concentrado filtrado se almacena en una cancha de concentrados convenientemente techada y señalizada por meses de producción. Para su posterior transporte y despacho hacia la refinería de Cajamarquilla o a los depósitos del callao para su exportación.

El agua del filtrado se retorna al espesador a través de una bomba vertical, mientras que el rebose del espesador se envía a una cocha, donde se logra la sedimentación final de las partículas finas contenidas en ella.

7.7 Cancha de Relaves.

La descarga del circuito de flotación cinc. con un pH que varía entre 10.5 y 11.5 constituye el relave final de la planta, con 38% de sólidos en promedio, se envía al espesador de 45' de diámetro y 10' de alto, (el espesador de 25' x 8' se encuentra en stand by) se logra reducir el agua hasta obtener en la descarga una pulpa con un promedio de 55% de sólidos. La eliminación de agua se realiza con la finalidad de lograr una alta eficiencia mecánica en el sistema del bombeo, y que el agua del rebose de los espesadores sea lo mas clara posible sin la presencia de sólidos. el agua de rebose es enviada hacia dos pozas de sedimentación que estas operan en serie y posteriormente descargan al río.

La descarga de los espesadores mediante dos bombas Allis Chalmers SRL 8"x6", una operando y otra en stand by se alimenta la carga hacia dos bombas de desplazamiento positivo Wirth tipo TPM 8"x10" , 165 bar de presión de descarga, con motores de 700HP, las que mediante una línea de tubería de doble pared de 6" de diámetro del tipo Duwall, con espesores de 11mm para la capa interna y 5mm para la capa externa, conducen el relave hasta el deposito de Chinchán ubicado a 6 km. De la planta y a una altitud de 400m. la capacidad de cada bomba es de 80 m³ por hora .

Adicional a las bombas Wirth se cuenta con una bomba de desplazamiento positivo Wilson Snyder 9" x 12", 1400 PSI de descarga, con motor de 800HP que opera cuando las bombas Wirth se encuentran en mantenimiento.

Se cuenta con una poza de emergencia de 9600m³ para los casos que se presenten problemas con la red de tubería.

7.8 Relavera de Chinchán.

La descarga de pulpa de las bombas de desplazamiento positivo, se clasifican en un sistema de hidrociclones de 15" de diámetro, con la finalidad de obtener dos productos: un material grueso que sirve para la construcción de la cresta (muro de contención de alta estabilidad física) y la pulpa de material fino que se envía aguas arriba para lograr su sedimentación obteniéndose un espejo de agua libre de sólidos.

El agua depositada en el espejo se recicla mediante Bombas y se une con las aguas filtradas de los drenes franceses de la presa de relaves, que luego son conducidos por la línea de Yuracocha para abastecer a la planta concentradora.

8. TRATAMIENTOS DE EFLUENTES

El área que cubre las operaciones mineras en Yauliyacu cuenta con cursos de agua subterránea y superficial en gran parte de su extensión.

Dentro de la mina, se observa agua de filtraciones que discurren de nivel a nivel, a través de tajos y galerías antiguas, echaderos y accesos de ventilación. También tenemos aguas procedentes de captaciones de superficie que son usadas en las perforaciones y actividades de operación de la mina.

Las aguas superficiales discurren por las quebradas que delimitan el área de influencia de la mina, se conectan con bofedales, lagunas y cuerpos de agua que podrían ser afectados por las operaciones.

8.1 ACIDO DE MINA EN DRENAJE DE LABORES SUBTERRANEAS

La actividad minera involucra una serie de cambios del entorno superficial y subterráneo, las cuales suelen afectar la calidad de las aguas superficiales e influenciar en las subterráneas. Al actuar el hombre en un medio natural, en una excavación por ejemplo provocando un drenaje, este drenaje en su recorrido arrastra minerales disueltos que le pueden dar características de acidez y esta puede perdurar aun después del abandono de las labores.

La definición de drenaje ácido es sencilla, se entiende como drenaje ácido o drenaje contaminado al que resulta de la oxidación de minerales sulfurados y lixiviación de metales asociados, provenientes de las rocas sulfurosas cuando son expuestas al aire y al agua, estas tienen un $\text{pH} < 7.0$.

El pH mide la concentración de hidrogeniones del agua como logaritmo de su concentración en potencias de 10, el pH expresa la intensidad de un ácido dependiendo de su capacidad de disociación, así como de su concentración.

La disociación de iones es afectada por la temperatura, por ende, cambios en la temperatura redundan en cambios del pH. Por lo que se puede afirmar que el pH es fácilmente alterable y necesariamente se debe tomar In Situ como se hizo para el presente proyecto.

Según el MINEM, se puede considerar al drenaje ácido de mina como la responsabilidad ambiental y económica más grande que actualmente afronta la industria minera. El desarrollo del Drenaje ácido de Mina es un proceso dependiente del tiempo y que involucra procesos de oxidación tanto química como biológica, así como fenómenos físico - químicos asociados.

En general el Drenaje ácido de Mina (DAM) puede contener:

- Valores de pH por debajo de 7.00 hasta 1.50.
- Alcalinidad decreciente y acidez creciente.
- Concentraciones elevadas de sulfatos.
- Concentraciones elevadas de sólidos disueltos.
- Toxicidad al efluente por ir acompañada de numerosos metales en disolución.
- Nutrientes.

8.2 FUENTES DE DRENAJE ACIDO DE MINA

Es común encontrar minerales sulfurosos en el ambiente geológico, se encuentran principalmente debajo de una capa de suelo, generalmente el suelo que cubre la roca sulfurosa logran minimizar el contacto con el oxígeno y el agua necesarios para la oxidación y posterior generación de aguas ácidas, no así en el caso de perturbaciones por explotación

de minerales donde se dan las condiciones para la generación. Por lo tanto las fuentes primarias de drenaje ácido son las zonas en que la roca ha sido disturbada y expuesta a los componentes complementarios.

Podemos mencionar entonces:

- Pilas de desmonte
- Pilas de Lixiviación
- Labores Minera
- Echaderos y Chutes
- Ventanas antiguas
- Zonas de apilamiento de mineral

La unidad Yauliyacu tiene fuentes considerables de drenaje, especialmente por la cantidad de labores antiguas principalmente de los niveles superiores donde las labores datan de más antigüedad. La roca expuesta con contenido de minerales, los desmontes abandonados en ventanas y chutes suelen contener roca quebrada generadora de Drenaje ácido.

Las fuentes de agua halladas en todos los niveles son una combinación de agua subterránea e infiltración de la superficie, en algunos casos marcadamente diferenciados. Las zonas de ventilación, las ventanas y ductos de paso de minerales son las que originan zonas inundadas.

8.3 DRENAJE DE LAS AGUAS DE MINA EN MINERA YAULIYACU

Las aguas circulan desde el nivel mas alto HA (4992.19 msnm) hasta los niveles mas bajos 3900 (3648.53 msnm) y 4100 (3586.93 msnm) hasta llegar al túnel Gratón para desembocar finalmente en el Río Rimac (Fig. 8-0).

En cada nivel las características de las aguas son especiales de PH y caudal (Cuadro 8-1) pero en líneas generales las aguas de la zona alta (del 1700 hasta HA) son aguas ácidas, parte de estas aguas son captadas en el nivel 1700 (4212.30 msnm) y tratadas en una planta de tratamiento donde se regula el PH y se sedimenta los sólidos en suspensión (Fig.

8-1). Luego del tratamiento estas aguas son usadas nuevamente en la operación (mina y planta).

La otra parte de las aguas que bajan de la zona alta que no llegaron a ser tratadas en planta circulan niveles abajo uniéndose con los efluentes de la zona baja llegando a un sedimentador ubicado en el nivel 2700 (3927.30 msnm) con un caudal aproximado de 50 l/s. Al salir del sedimentador se dirige hacia un raise bore de drenaje (RB 588) en este RB ingresa un caudal de 550 l/s, el aumento de caudal se debe al ingreso de las aguas de Casapalca. Al llegar al nivel 3300 (3776.99 msnm) las aguas son desviadas hacia una chimenea de drenaje (CH 586) debido a que el RB 588 se encuentra campaneado desde el nivel 3300 hasta el nivel 3900 (Fig. 8-2), para finalmente llegar al RB Graton que desemboca en el túnel Graton.

En los niveles 3900 y 4100 se encuentra también sedimentadores que captan aguas provenientes de niveles superiores donde ingresan caudales de 80 l/s y 10 l/s respectivamente. Estos efluentes también son dirigidos hacia el RB Graton donde finalmente ingresa un caudal total de 650 l/s.

En cada sedimentador se realiza un tratamiento para disminuir los sólidos en suspensión y regular el PH

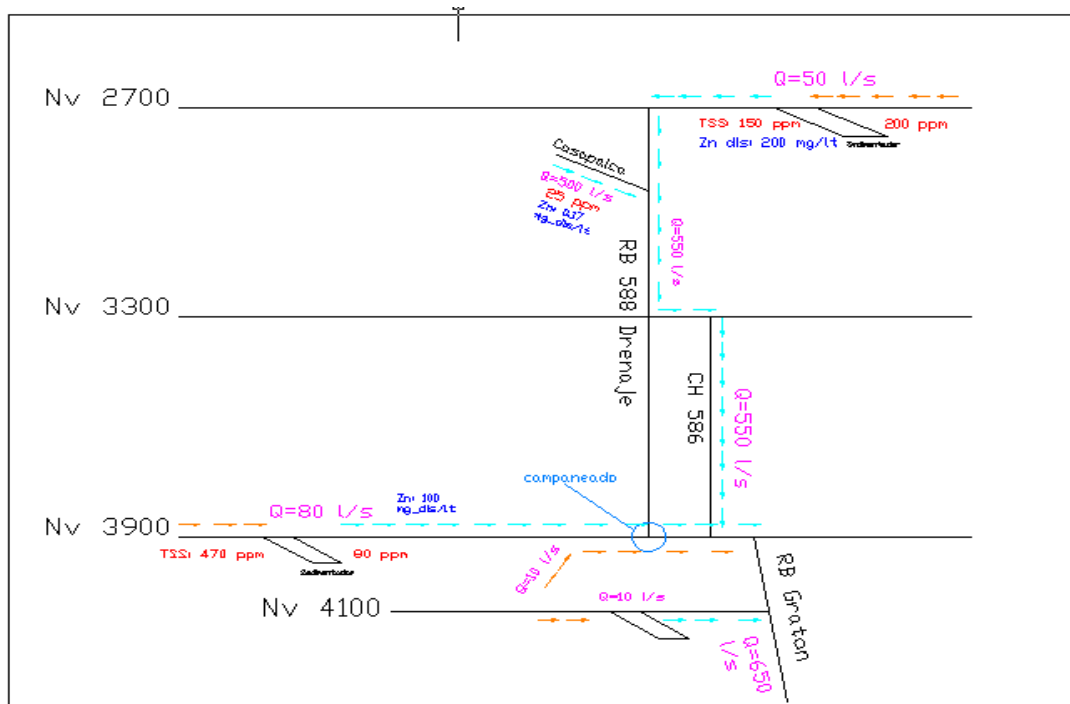
Flujos de Bocaminas a Superficie		Caudal (lps)*
Aguas Neutras	Bocamina Nv 1700 (Carlos Fco)	10
	Bocamina Nv 2100 (Antuquito)	10
	Bocamina Nv 2700 (Yauliyacu)	20
Aguas Acidas	Bocamina H1	2
	Bocamina H3	1
	Bocamina Nv 200	3
	Bocamina Nv 1700 (Carlos Fco)	15
Flujos de Superficie a interior mina		
	Bocamina Nv 800	
Flujos en interior mina		
Aguas Neutras	Nv 2700 del lado norte	48 - 60
	Nv 3900 del lado norte	82
	Nv 4100	5
Aguas Acidas	Nv 800 a 1700	NA
	Nv 2700 lado sur, cámara de bombeo	5
Flujo principal a túnel Graton		
	Drenaje interior mina más Casapalca	450

Cuadro 8-1 (Flujos y caudales identificados por niveles)

8.4 PROYECTOS DE MEJORA

Si bien es cierto existe una política de cuidado en el tratamiento de efluentes estas no son suficientes es por esto que el área de proyectos de Minera Yauliyacu a planteado algunas alternativas de mejora que a continuación se detallan (alguna de estas ya están en ejecución).

DESCRIPCION	OBRA PROPUESTA
Aguas Acidas de bocaminas de las Hs	Concluir entubado, mejorar sedimentador, y prolongar Tubería de Conducción a Planta de Tratamiento, o taladros de drenaje en interior mina.
Efluente Aguas Neutras Bocamina Carlos Francisco Nv 1700	Planta de Tratamiento y Recirculación, o conducir a interior RB Grathon.
Efluente Aguas Neutras Bocamina Antuquito Nv 2100	Sedimentador
Efluente Aguas Neutras Bocamina Yauliyacu Nv 2700	Sedimentador
Nv 2700 Aguas Neutras hacia nivel 3900	Nuevo Sedimentador y ampliación del existente
Nv 2700 Aguas Acidas hacia nivel 3900	Mejora Sistema de Bombeo a nivel 1700, o envío a nivel 3900 con taladros, o tratamiento pasivo.
Efluente Aguas Acidas Bocamina Carlos Francisco Nv 1700	Planta de Tratamiento y Recirculación
Nv 3900 Aguas Neutras hacia túnel Grathon	Rediseño Sedimentador existente y Construcción de Sedimentadores y Planta de Tratamiento en interior para la 2da etapa.
Nv 4100 Aguas Neutras hacia túnel Grathon	Mejora Sedimentador
Aguas Acidas en interior mina	Separación y conducción de aguas ácidas entre niveles 800 y 1700
Efluente de Aguas de Mina Casapalca	Captación y conducción del efluente de Mina Casapalca, continuación de RB alternativo para drenaje del Nv 2700 al Nv 3300.



Situación Actual RB 588 campaneado en el Nv.3900

Fig. 8-2

9 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Es conveniente seguir trabajando con el método SLC en diseminados, pues como se puede observar las reservas en cuerpos (y gran parte de ellas en diseminados) representan la mayor cantidad de mineral cubicado.
- Antes de cualquier trabajo de diseño de ingeniería para determinar la explotación del diseminado es necesario contar con una interpretación geológica completa, a fin de tener un diseño estándar con toda la Ingeniería de Detalle, de tal manera que se haga las labores estrictamente necesarias a un costo predeterminado, el no hacerlo implica una serie de sobrecostos en todas sus etapas de minado.
- En lo posible es recomendable preparar el contorneo del diseminado de tal manera que los taladros se perforan paralelos y no en abanico (taladros radiales). Los taladros paralelos son más fáciles de ejecutar para el operador, y además el ratio (Tn/metro perforado) es mayor al de un Taladro Radial, además los costos de los taladros radiales es 20% más con respecto a los paralelos.
- Cuando los Taladros son comunicantes a subniveles superiores es mejor perforar con angulo vertical frontal, igualmente esto facilitará controlar y ejecutar al operador.
- Para la Voladura es muy importante recuperar todo el taladro perforado para evitar disparos fallados ya que de producirse este incidente es de alto riesgo ejecutar trabajos para arreglar.
- Si dentro del block mineralizado hay tramos de mineral marginal es posible dejar como pilar para evitar dilución y además trabajará como sostenimiento.
- Es necesario que el diseño contemple la preparación de chimeneas cortas al nivel superior para que después del ciclo de minado permita rellenar el vacío generado con material detrítico desde los niveles superiores para evitar estallidos, desprendimientos que incluso pueden afectar labores cercanas.
- Si el mineral diseminado se encuentra en una zona muy inestable es necesario perforar todo el block y hacer una sola voladura.

- Antes del diseño de la malla de perforación es indispensable tener subniveles de perforación preparados de tal manera que haya un modelamiento geológico más real y se diseñen los taladros adecuadamente esto evitará las fallas en la perforación que generan luego dilución.
- Cuando el bloque mineralizado posee tajo vacío en toda su longitud, este vacío es aprovechado para la cara libre, sin embargo cuando el techo de este tajo vacío presenta fracturamientos es recomendable preparar el slot con otra dirección a fin de minimizar el daño a la caja y generar inestabilidad y condición insegura, además de la dilución por desprendimiento de la caja techo en desmonte.
- El control geomecánico de la mina es fundamental para establecer la velocidad de explotación versus las deformaciones por efecto de minado.
- La asistencia de los Consultores es determinante para la selección del método y los controles de minado.
- Para el mejor diseño de los taladros de perforación es necesario llevar la sección de los subniveles de perforación en forma uniforme a 3.5mx3.5m, en casos de que una determinada sección no posee la sección adecuada como; elevación del techo por características de terreno, comunicaciones a labores antiguas, entre otros, entonces es necesario ejecutar un levantamiento mucho más detallado en esa sección para una mejor especificación de la altura, ancho, sobresalientes laterales de tal manera que los puntos topográficos para la perforación se adecúen al terreno de acuerdo a las especificaciones del equipo de perforación, es decir: la altura de la viga.
- Debe llevarse archivos en el que se registre: Planos de perforación con sus correcciones, Planos con el levantamiento de taladros, Hojas de carga, Estos archivos son herramientas de trabajo.
- Llevar la estadística de los parámetros que son indicadores de control.
- La implementación de taladros largos en la recuperación de los diseminados es factible lograrlo con la capacitación de todo el personal involucrado en la operación: Planeamiento, Topógrafos, Supervisores-Mina, Perforistas y Disparadores porque se trata de lograr un trabajo de calidad en todas sus etapas.

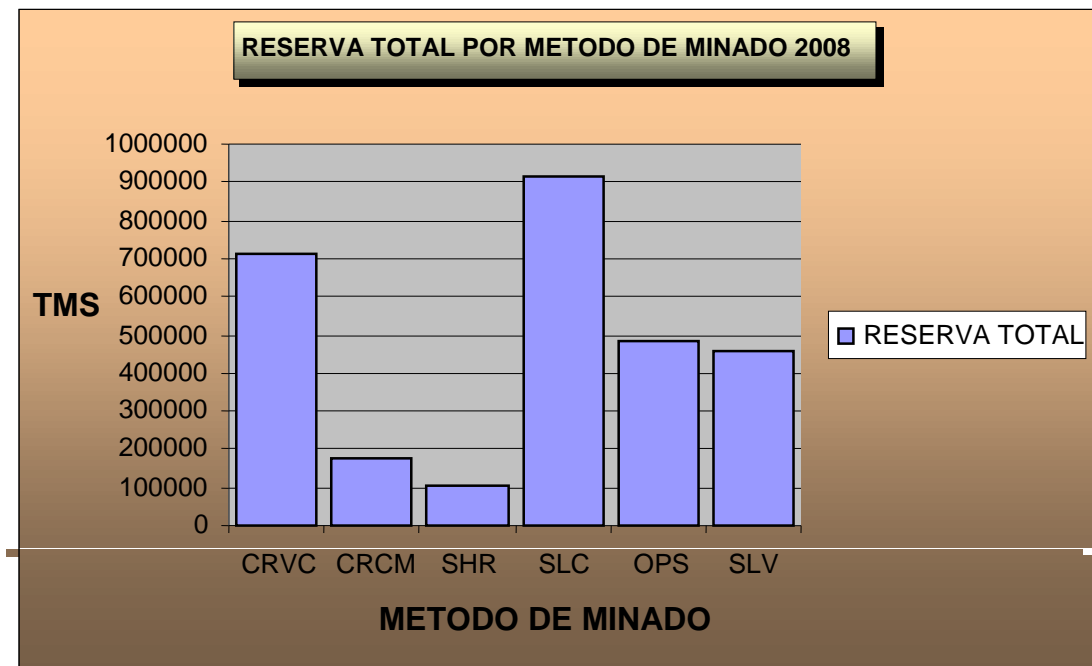
- El equipo de perforación tiene defectos en su construcción que deben ser superados para obtener más metros perforados y facilitar la tarea del operador para un mejor posicionamiento. Estos equipos deben contar con un sistema de de señalización láser que ayudaran al posicionamiento preciso del equipo con respecto al punto topográfico.
- Los metrajes perforados mensuales están en aumento, es necesario pues implantar sistemas de motivación al personal perforista a fin de mantener el buen performance.

ANEXOS

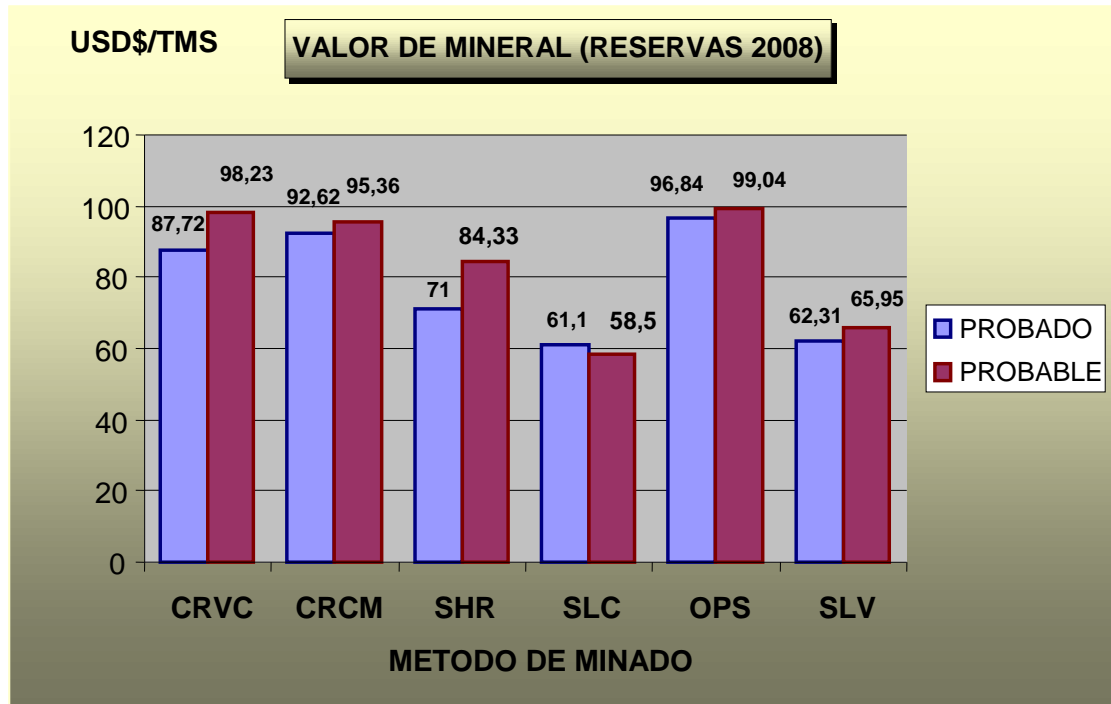
Anexo n° 1

RESERVAS 2008 POR METODO DE MINADO					
MM	PROBADO	PROBABLE	TOTAL	\$ PROBADO	\$ PROBABLE
CRVC	324160	388600	712760	87,72	98,23
CRCM	92900	85070	177970	92,62	95,36
SHR	53970	49690	103660	71	84,33
SLC	237470	674320	911790	61,1	58,5
OPS	168300	315050	483350	96,84	99,04
SLV	254140	204250	458390	62,31	65,95
TOTAL RESERVAS	1130940	1716980	2847920	78,08	80,8

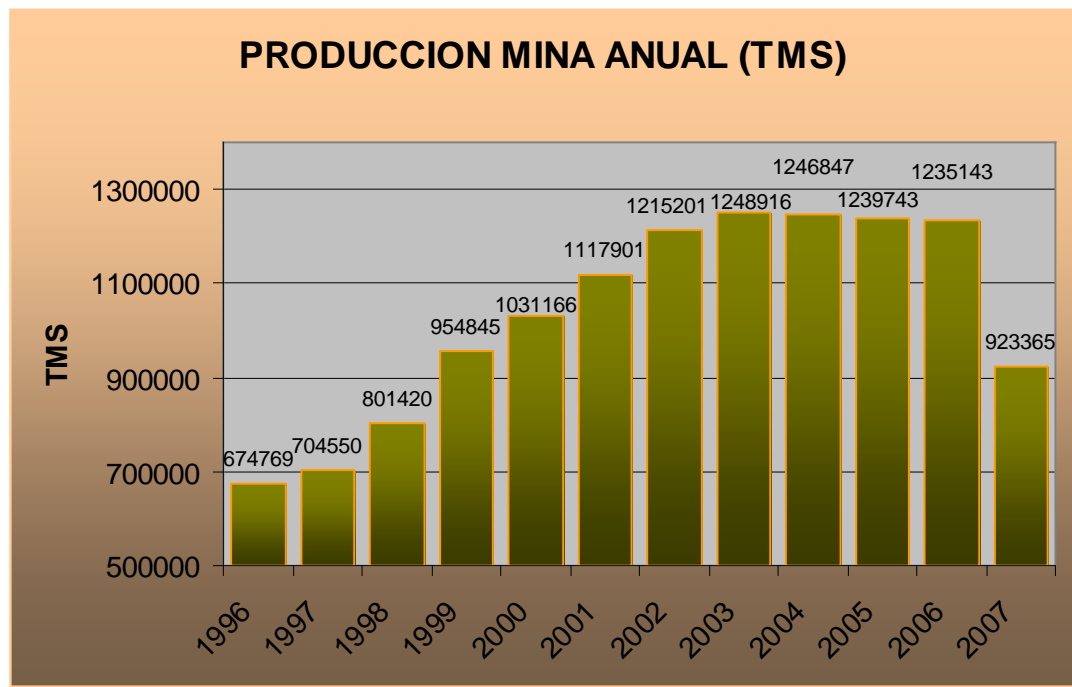
Anexo n° 2



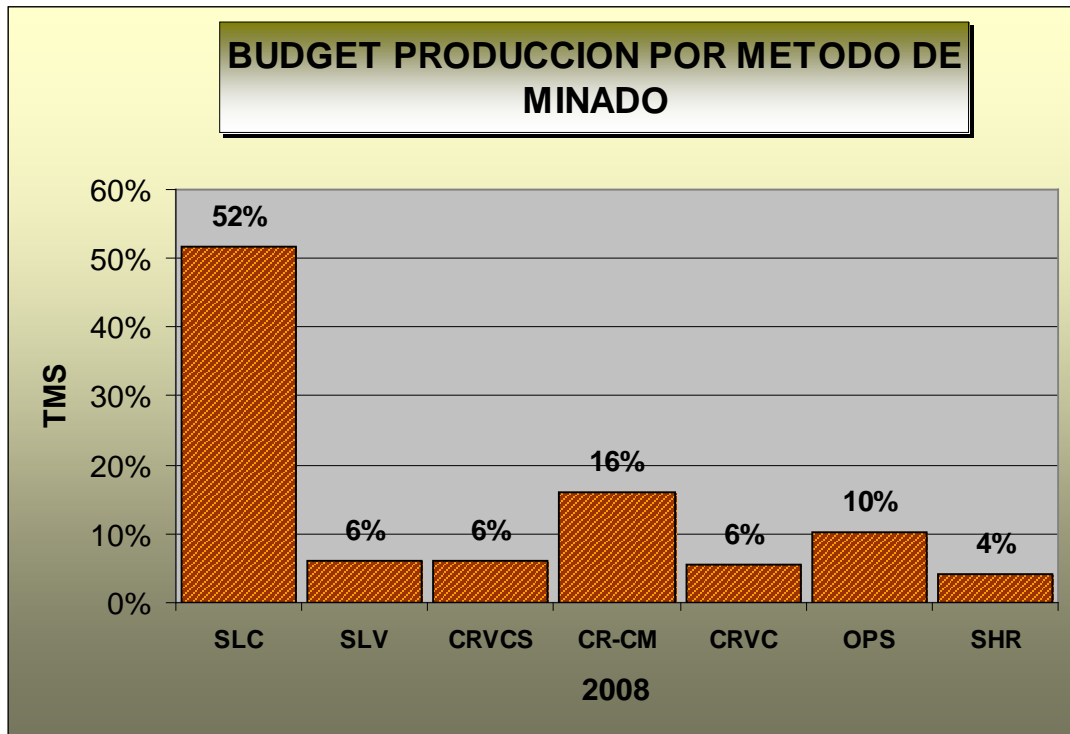
Anexo n° 3



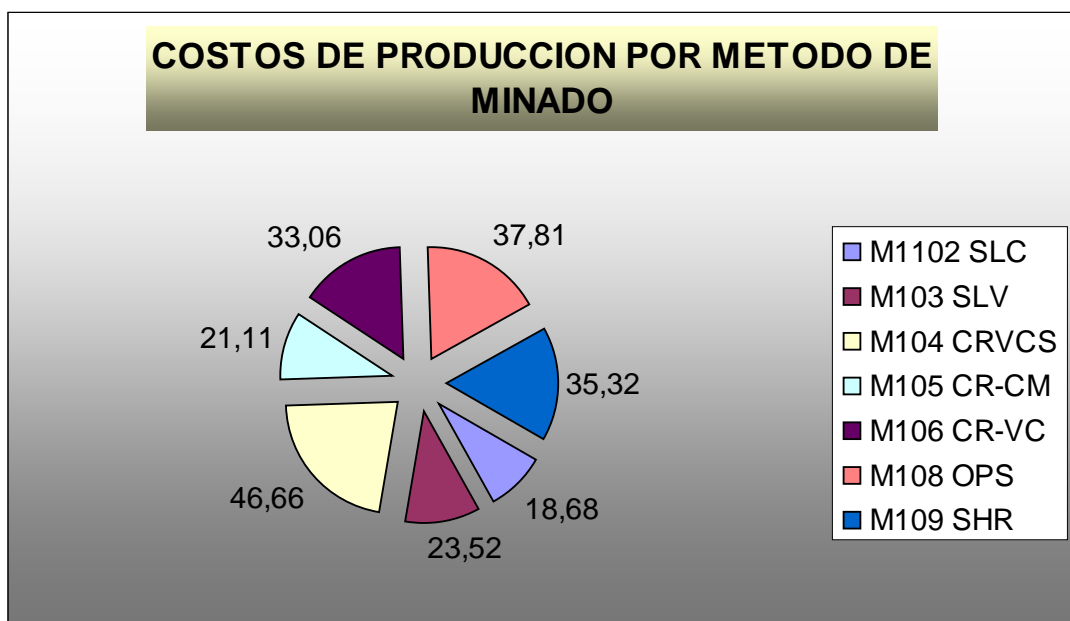
Anexo n° 4



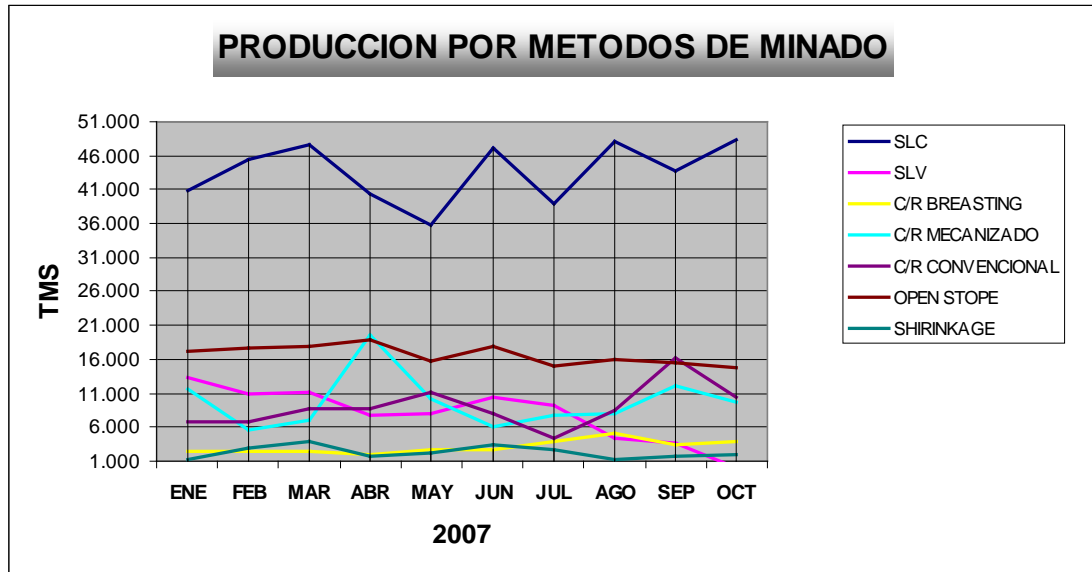
Anexo n° 5



Anexo n° 6



Anexo n° 7



Anexo n° 8

PRODUCCION DE DISEMINADOS ENE-DIC 2007			
ZONA	TAJO	CANTID.	UNID.
II	10L296	5.217	TMS
II	12L312	38.488	TMS
II	14L738	12.112	TMS
II	2L278	27.393	TMS
II	2L292	20.003	TMS
II	4L747	7.154	TMS
II	4L763N	10.435	TMS
II	6L262	136.134	TMS
II	6M755	20.346	TMS
II	8L261	16.898	TMS
II	8M261	26.603	TMS
II	8M753	16.603	TMS
I	H3H709	15.424	TMS
I	H3H710	10.328	TMS
I	H3H715	48.333	TMS
IV	19P691	4477.042	TMS
TOTAL:		408.949	TMS

BIBLIOGRAFIA

EXSA -"Manual practico de voladura" -Cuarta Edición

C. López Jimeno, E. López Jimeno y P. García-Manual de perforación y voladura de rocas-
edición 2003

INTERCADE- Transporte y acarreo en minería subterránea- 2007

HARTMAN Howard L., SME Mining Engineering Handbook, New York 1982